BHS I A 36-2

Digitized by Google

I. a. 2. 5.

Bayerische Berg-, Hütten- und Salzwerke
Bibliothek
Gruppe I A
B Nr. 36
Aktiengesellschaft

**Héron de Villefoſſe,**

vormal. Königl. Franzöſiſcher Generalinſpektor der Bergwerke, mehrerer gelehrten Geſellſchaften Mitglied, Doktor der Philoſophie, Officier des Ordens der Ehrenlegion, Kommandeur des Guelphenordens ꝛc.,

über

# den Mineralreichthum.

---

## Betrachtungen

über

die Berg-, Hütten- und Salzwerke verſchiedener Staaten, ſowohl hinſichtlich ihrer Produktion und Verwaltung, als auch des jetzigen Zuſtandes der Bergbau- und Hüttenkunde.

Deutſch bearbeitet

von

**D. Carl Hartmann.**

---

Fünfter (oder zweiter Supplement-)Band.

---

Nebſt einem Atlas.

---

**Weimar, 1840.**

Druck, Lithographie und Verlag von Bernhard Friedrich Voigt.

# Repertorium der Bergbau- und Hüttenkunde,

enthaltend

eine vollſtändige Zuſammenſtellung der neuern Fortſchritte dieſer Wiſſenſchaften;

nach den beſten in- und ausländiſchen Hilfsquellen zuſammengeſtellt

von

D. Carl Hartmann.

BIBLIOTHEK DER K. B. GENERAL BERGWESALDEN ADMINISTR.

Zweiter Band.

Nebſt 20 lithographirten Plano-Tafeln.

Weimar, 1840.
Druck, Lithographie und Verlag von Bernhard Friedrich Voigt.

Bayerische
Staatsbibliothek
München

# Inhalt des fünften (oder zweiten Supplement-) Bandes.

## Zweite techniſche Abtheilung.

### Zweiter Abſchnitt.


| | Seite |
|---|---|
| Von dem Grubenbetriebe | 3 |
| **Fünftes Kapitel.** | |
| Von dem Steinkohlenbergbau in England | — |
| I. Allgemeine Bemerkungen über das Vorkommen der Steinkohlen in England | — |
| II. Allgemeine techniſche Verhältniſſe des Engliſchen Steinkohlenbergbaues | 7 |
| III. Abteufung der Schächte | 10 |
| IV. Abdämmung der Waſſer in Schächten | 14 |
| V. Waſſerhaltung während des Abteufens | 22 |
| VI. Schachtſätze und Waſſerhaltungsdampfmaſchinen | 24 |
| VII. Ausrichtung der unter den Schachtſohlen liegenden Felder | 30 |
| VIII. Stollenbetrieb | 34 |
| IX. Vorrichtung und Abbau im Allgemeinen | 36 |
| X. Betrieb breiter Strecken | 48 |
| XI. Pfeilerabbau | 50 |
| XII. Abbau des 30 Fuß mächtigen Flötzes in Staffordſhire | 57 |
| XIII. Strebbau | 60 |
| XIV. Abbau ſehr ſteil fallender Flötze, Angriff der unter den Schachtſohlen liegenden Flötze, Vorkommen von Geſteinsgängen | 64 |
| XV. Kohlengewinnung. In England | 67 |
| In Belgien | 71 |
| In einigen Preußiſchen Revieren | 72 |
| XVI. Gezähe | 78 |
| XVII. Streckenförderung | 80 |
| XVIII. Förderung in flachen Schächten oder aus einfallenden Strecken | 86 |
| XIX. Förderung in ſaigern Schächten | 88 |
| XX. Gedinge | 94 |
| XXI. Wetterwechſel | 100 |
| XXII. Grubenbrand | 110 |
| XXIII. Beſitzverhältniſſe der Gruben | 125 |

Seite

## Sechſtes Kapitel.

Von dem Steinkohlenbergbau in Belgien und in dem angrenzenden Theil des nördlichen Frankreichs . . . 131
I. Steinkohlenbergbau bei Lüttich . . . —
II. " " Charleroi . . . 143
III. " " Mons . . . 145
IV. " " Valenciennes . . . 156
Stoßbau in der Grafſchaft Mark . . . 159

## Siebentes Kapitel.

Von der Förderung und Waſſerhaltung bei verſchiedenen Steinkohlen-bergwerken . . . . . 163
I. Förderung zu St. Etienne und Rive-de-Gier in Frankreich —
II. Förderbahn von gewalzten Stabeiſenſchienen und Förderwagen auf den Gruben Hoheneich und Gulcy im Steinkohlenrevier an der Worm bei Aachen . . . . . 175
III. Dampfmaſchinenförderung bei den Steinkohlengruben zu Vigan im Franz. Garddepartement . . . . 182
IV. Fördermaſchine mit Kette ohne Ende, nebſt allgemeinen Bemerkungen über Förderungsmaſchinen, Seile u. ſ. w. . 186
V. Waſſerhaltungsmaſchine von 80 Pferdekräften auf den Steinkohlengruben von Cavaillac bei Vigan im Garddepartement . 199
VI. Pumpenwerke zur Waſſergewältigung in den Steinkohlengruben zu Anzin und zu Creuſot in Frankreich . . . 204

## Achtes Kapitel.

Von der Gewinnung der Braunkohlen in der Gegend von Bonn am Rhein . . . . . 207
I. Kuhlenbau . . . . . —
II. Tummelbau . . . . . 219

## Neuntes Kapitel.

Betrieb der Dachſchieferbrüche zwiſchen Rhein und Moſel . 229
Allgemeine Bemerkungen . . . . —
A. Dreiecksbau.
1) Einfacher Dreiecksbau . . . . 233
2) Dreiecksbau mit hangenden und liegenden Pfeilern . 237
B. Querbau.
1) Einfacher Querbau mit geneigter Sohle . . 238
2) Querbau mit Querpfeilern und geneigter Sohle . 240
3) Querbau mit Querpfeilern . . . —

## Dritte Abtheilung.

Betrachtungen über die Fortſchritte des Hüttenweſens 244

## Erſtes Kapitel.

Von den Gebläſen . . . . . —
I. Cylindergebläſe . . . . . —
II. Kettengebläſe . . . . . 254
III. Waſſerſäulengebläſe . . . . 256
IV. Windradgebläſe . . . . . 259
V. Schraubengebläſe oder Caigniardelle . . 261

## Zweites Kapitel.


| | Seite |
|---|---|
| Von der Zugutemachung der ſilberhaltigen Blei= und Kupfererze des Oberharzes | 265 |
| Allgemeine Bemerkungen über die Oberharzer Silberhütten | — |
| Specielle Beſchreibung der Hüttenproceſſe auf der Frankenſcharner Hütte bei Klausthal | 269 |
| Verſchmelzen gerößteter Bleierze in Flammöfen daſelbſt | 281 |
| Verſchmelzen der Bleierze in einem mit der Raſt zugeſtellten Hohofen | 286 |


## Drittes Kapitel.


| | |
|---|---|
| Zugutemachung der ſilberhaltigen Bleierze zur Friedrichshütte bei Tarnowitz in Oberſchleſien | 288 |
| a) Zum Erzſchmelzen angewendete Krummöfen | — |
| b) Schliechſchmelzen und dazu angewendete Hohöfen | 290 |
| Treibarbeit auf Mergelheerden | 291 |
| Feinbrennen des Blickſilbers | 293 |
| Schmelzen der Bleierze mit rohen Steinkohlen | — |


## Viertes Kapitel.


| | |
|---|---|
| Von der Gewinnung des Bleies in England | 301 |
| Allgemeine Bemerkungen | — |
| **Erſter Abſchnitt.** | |
| Vorkommen der Bleierze | 302 |
| A. In Cumberland | — |
| B. In Derbyſhire | 306 |
| Grubenbetrieb in Cumberland | 312 |
| **Zweiter Abſchnitt.** | |
| Aufbereitung der Bleierze | 317 |
| Apparate zum Klauben und Abläutern | — |
| Apparate zum Zerkleinern | 318 |
| Apparate zum Siebſetzen | 321 |
| Apparate zum Waſchen oder Schlämmen | 322 |
| Verfahren beim Klauben und Abläutern | 324 |
| Verfahren beim Zerkleinern | 327 |
| Verfahren beim Siebſetzen und beim Schlämmen | 328 |
| Erzaufbereitung in Yorkſhire | 339 |
| **Dritter Abſchnitt.** | |
| Zugutemachung der Bleierze | 341 |
| Zum Verſchmelzen angewendete Oefen | — |
| Flammöfen | — |
| Schottiſcher Ofen | 345 |
| Krummofen | 348 |
| Treibofen | 351 |
| Friſchofen | 353 |
| Verfahren beim Zugutemachen der Bleierze | 354 |
| Schmelzarbeit im Flammofen | — |
| Durchſtechen der Krätzen und der reinern Schlacken vom Flammofenſchmelzen im Krummofen | 358 |
| Zugutemachung der Bleierze zu Holywell | 359 |
| Schliechſchmelzen | — |
| Zugutemachung der Bleierze zu Graſſington | 363 |
| Zugutemachung der Bleierze in Cornwall | 365 |
| Verſchiedenheit zwiſchen den beſchriebenen Schmelzmethoden | 366 |
| Theorie | 367 |
| Zugutemachung der Bleierze im ſchottiſchen Ofen | 369 |

| | Seite |
|---|---|
| Röſtung | 369 |
| Schmelzarbeit | 371 |
| Verſchmelzen der Schlacken im Krummofen | 374 |
| Vertreiben des Werkbleies | 375 |
| Friſchen der Glätte | 377 |
| Affinirung des Bleies oder Treibarbeit durch Kryſtalliſation | 380 |

## Fünftes Kapitel.

| | |
|---|---|
| Von den Silber-, Blei- und Kupferſchmelzhüttenproceſſen zu Freiberg im Erzgebirge | 390 |
| I. Die Erze | — |
| II. Das Brennmaterial | 392 |
| III. Die Schmelzöfen | 393 |
| IV. Die Gebläſe und die Lufterhitzungsapparate | 394 |
| V. Die Roharbeit | 395 |
| VI. Das Zubrennen des Rohſteins | 404 |
| VII. Die Bleiarbeit | 407 |
| Röſtung | 408 |
| Schmelzen der geröſteten Beſchickung | 410 |
| Bleiſteinveränderung | 418 |
| VIII. Glättrohſteinarbeit | 422 |
| IX. Abtreibearbeit | 423 |
| Vorrichtung der Treibſohle | — |
| Treibarbeit | 425 |
| X. Feinbrennen des Blickſilbers | 433 |
| XI. Nacharbeiten mit dem Bleiſtein | 438 |
| XII. Umſchmelzen alter Halbenſchlacken | 439 |
| Betrieb der Freiberger Schmelzproceſſe mit erhitzter Gebläſeluft | 441 |
| Ueberſicht der Amalgamation auf der Halsbrücke bei Freiberg | 446 |
| Anhang. Amerikaniſche Amalgamation | 453 |
| Bemerkungen über die ſogenannte galvano-elektriſche Amalgamation | 457 |

## Sechstes Kapitel.

| | |
|---|---|
| Von der Behandlung der gold- und ſilberhaltigen Erze in Niederungarn | 459 |
| Allgemeine Bemerkungen | — |
| 1) Aeltere Methode | 461 |
| a) Roharbeit | — |
| b) Anreicherarbeit | 466 |
| c) Friſch- oder Eintränkarbeit | — |
| Treibarbeit, Saigerarbeit ꝛc. | 468 |
| 2) Neuere Methode | 472 |
| Armverbleiung | 473 |
| Reichverbleiung | 475 |
| Reichverbleiungsſchmelzen | 476 |
| Reduktion der Glätte vor dem Treibheerde | 478 |
| Treibheerd mit ſteinerner beweglicher Haube | 482 |
| Entſilberung des Schwarzkupfers durch Amalgamation | 483 |

## Siebentes Kapitel.

| | |
|---|---|
| Von der Gewinnung des Kupfers und Silbers im Mannsfeldſchen | 490 |
| Schmelzhüttenbetrieb | — |

| | Seite |
|---|---|
| Saigerhüttenbetrieb | 493 |
| Gaarmachen des Kupfers | 497 |
| Zugutemachung der Abfälle, des Gekrätzes | 499 |
| Amalgamation des Kupfersteins | 500 |

## Achtes Kapitel.

| | |
|---|---|
| Von der Gewinnung des Zinns und des Kupfers in England | 506 |
| Einleitende Bemerkungen | — |

### Erster Abschnitt.

| | |
|---|---|
| Geognostiſche Beſchaffenheit des Landes und der Art, wie die Erze vorkommen | 508 |
| I. Geognostiſche Beſchaffenheit des ſüdweſtlichſten Theils von England | — |
| II. Geognostiſche Beſchaffenheit des metallführenden Landſtrichs | 510 |
| III. Die geognostiſchen Verhältniſſe zwiſchen dem Granit und dem Killas | 514 |
| IV. Ablagerung der verſchiedenen Zinn- und Kupfererze | 521 |
| Die älteſten Kupfererzgänge | 535 |
| Quergänge | 537 |
| Thongänge | 538 |
| Allgemeine Bemerkungen über die Cornwalliſer Gänge | — |
| Unterſuchung der hauptſächlichſten Umſtände, welche auf den Reichthum der Cornwalliſer Erzgänge einwirken | 540 |
| 1) Den Gängen ſelbſt eigenthümliche Umſtände | — |
| 2) Die auf die Ergiebigkeit der Gänge einwirkenden Umſtände, die ſich auf die Schaarung, auf das Durchſetzen und auf die relative Stellung anderer Gänge beziehen | 542 |
| 3) Einfluß eines Wechſels oder einer Veränderung des Gebirgsgeſteins | 543 |
| 4) Annahme über die Ausfüllung der Erzgänge | 544 |
| V. Von dem Seifenzinnerz | 546 |

### Zweiter Abſchnitt.

| | |
|---|---|
| Grubenarbeiten in Cornwall | 549 |
| Aufdeckarbeiten bei den Zinnſtockwerken | 557 |
| Aufdeckarbeit bei den Zinnſeifen | 558 |

### Dritter Abſchnitt.

| | |
|---|---|
| Aufbereitung und Zugutemachung der Zinnerze | 559 |
| Aufbereitung der in den Gruben anſtehend gefundenen Zinnerze | — |
| Aufbereitung der Zinnſeifenerze | 566 |
| Probiren und Schmelzen der Zinnerze | 567 |
| Flammöfen zum Schmelzen des Zinns | 568 |
| Flammöfen zum Reinigen des Zinns | — |
| Krummöfen zum Schmelzen des Zinns | 569 |
| Betrieb der Flammöfen zum Zinnſchmelzen | — |
| Schmelzproceß | 570 |
| Raffinirproceß | 571 |
| Betrieb der Krummöfen zum Zinnſchmelzen | 574 |
| Betrieb der Hütte zu St. Auſtle | 576 |
| Betrieb der Hütte zu Carvedras | 578 |
| Betrieb der Hütten bei Penzance | — |

| | Seite |
|---|---|
| Folgerungen | 579 |
| Vergleich des Engliſchen Flammofenbetriebs mit dem Sächſiſchen Schachtofenbetriebe | 580 |

**Vierter Abſchnitt.**

| | |
|---|---|
| I. Vorkommen der Kupfererze in Großbritannien und Irland | 583 |
| In England | — |
| In Schottland | 588 |
| In Irland | 589 |
| II. Verfahren bei der Aufbereitung der Kupfererze in Cornwall und in Devonſhire | 592 |
| III. Verfahren bei der Zugutemachung der Kupfererze in Südwales | 600 |
| Angewendete Oefen | 601 |
| Reihe der Proceſſe bei Zugutemachung der Erze | 604 |
| Verſchiedene Geſtalten, unter denen das Kupfer in den Handel kommt | 617 |
| Beſchreibung einiger von den obigen abweichenden Kupferhütten-proceſſen | 619 |
| IV. Verſuche, welche man angeſtellt hat, um die beim Zugutemachen der Kupfererze ſich entwickelnden Dämpfe zu verdichten | 623 |

**Neuntes Kapitel.**

| | |
|---|---|
| Von der Gewinnung des Zinks in Oberſchleſien | 631 |
| Allgemeine Bemerkungen | — |
| Calciniren des Galmeis | — |
| Deſtillation des Zinks | 632 |
| Umſchmelzen des Werkzinks | 635 |

**Zehntes Kapitel.**

| | |
|---|---|
| Von dem Feinmachen oder Affiniren des Silbers und von der Scheidung des Goldes | 638 |
| Feinmachen des Silbers | — |
| Scheidung des güldiſchen Silbers | 641 |
| Beſchreibung einer Affiniranſtalt | 642 |

**Eilftes Kapitel.**

| | |
|---|---|
| Von der Gewinnung des Eiſens | 646 |
| Allgemeine Bemerkungen | — |

**Erſter Abſchnitt.**

| | |
|---|---|
| Von der Roheiſenfabrikation | 648 |
| Vortheile der Anwendung des lufttrocknen und des halbverkohlten Holzes | — |
| Anwendung roher Steinkohlen und des Anthracits in den Eiſenhohöfen | 659 |
| Betrieb der Hohöfen mit einem Gemenge von Holzkohlen und Koaks | 668 |
| I. Von dem mit Holzkohlen producirten Roheiſen | 671 |
| Erfahrungen über den Betrieb des Hohofens zu Saynerhütte bei Koblenz mit erhitzter Gebläſeluft | — |
| Allgemeine Bemerkungen über die durch Einführung der erhitzten Luft beim Eiſenſchmelzen gemachten Betriebserfahrungen | 702 |
| Beſchreibung eines einfachen Wärmapparats bei Holzkohlenhohöfen | 716 |
| Vorrichtung zum Abſperren des Winds | 718 |

| | Seite |
|---|---|
| Beſchreibung der Schöpfheerde | 722 |
| II. Von dem mit Steinkohlen und mit Koaks erblaſenen Roheiſen | 726 |
| Roheiſenproduktion in Großbritannien | — |
| Beſchaffenheit des Roheiſens | 727 |
| Koaksbereitung | 728 |
| Erzröſten | 734 |
| Hohöfen und deren Betrieb | 736 |
| Roheiſenfabrikation in Staffordſhire | — |
| 1) Oefen und Schmelzmaterialien | — |
| 2) Betrieb der Oefen | 741 |
| 3) Materialienverbrauch ꝛc. | 747 |
| Roheiſenfabrikation in Südwales | — |
| 1) Oefen, Maſchinen und Schmelzmaterialien | — |
| 2) Betrieb der Hohöfen | 756 |
| Roheiſenfabrikation im nördlichen England und in Schottland | 760 |
| Folgerungen | 764 |
| Anwendung der erhitzten Gebläſeluft bei dem Hohofenbetrieb in England | 766 |
| Bemerkungen über die Reduktion der Eiſenerze in den Schachtöfen bei heißem und kalten Wind und bei rohem und verkohlten Brennmaterial | 776 |
| Benutzung der aus den Eiſenhohöfen entweichenden Flamme zu hüttenmänniſchen Zwecken im Allgemeinen und zur Bewegung von Dampfmaſchinen insbeſondere | 781 |

## Zweiter Abſchnitt.

| | |
|---|---|
| Vom Umſchmelzen des Roheiſens | 793 |
| Allgemeine Bemerkungen | — |
| Kupolöfen in England | — |
| Betrieb derſelben mit erhitzter Luft | 795 |
| Kupolofen mit erhitzter Luft zur Saynerhütte in Rheinpreußen | 796 |
| Allgemeine Bemerkungen über den Betrieb der Kupolöfen mit erhitzter Luft | 800 |
| Flammöfen | 803 |

## Dritter Abſchnitt.

| | |
|---|---|
| Von der Stabeiſenbereitung | 806 |
| Allgemeine Bemerkungen | — |
| Fabrikation des Stabeiſens mittelſt Holzkohlen | 808 |
| Anwendung erhitzter Gebläſeluft bei dem Friſchfeuerbetriebe | 809 |
| Anwendung zweier divergirender Formen bei den Friſchfeuern | 822 |
| Benutzung der aus den Friſchfeuern entweichenden Flamme zur Feuerung von Flammöfen | 823 |
| Anwendung des gedörrten und des halbverkohlten Holzes beim Friſchfeuerbetriebe | 826 |
| Verfriſchen des Roheiſens mittelſt der Engliſchen Friſchmethode | 827 |
| Stabeiſenfabrikation in England | 829 |
| Vorbemerkungen | — |
| Südwaleſer Friſcharbeit bei Holzkohlen und Koaks | 830 |
| Friſchproceß bei Steinkohlen | 833 |
| 1) Feineiſenbereitung | 834 |
| 2) Das Puddeln, das Ausſchweißen und das Ausrecken der Stäbe | 840 |
| Puddelöfen | — |
| Schweißöfen | 846 |
| Hämmer | 847 |

| | Seite |
|---|---|
| Zänge⸗ oder Präparirwalzen . . . | 851 |
| Stabeiſen⸗ oder Reckwalzen . . . | 855 |
| Fabrikation der Eiſenbahnſchienen . . | 859 |
| Blech⸗ und Bandeiſenwalzwerk . . | 864 |
| Proceſſe, Materialienaufwand, Produktionskoſten . | 866 |
| Allgemeine Bemerkungen . . . | 872 |
| Schneidwerksbetrieb . . . . | 878 |
| Anlage der Hütten in England im Allgemeinen . | 881 |
| Zuſchläge bei den Friſchproceſſen . . . | 882 |
| Allgemeine Bemerkungen über das Puddeln . . | 884 |
| Gemiſchter Friſchproceß nach der Champagneſer Methode | 890 |

**Vierter Abſchnitt.**

| | |
|---|---|
| Von der Stahlfabrikation . . . . | 895 |
| Cementſtahlfabrikation zu Sheffield in Yorkſhire . . | — |
| Gußſtahlfabrikation in England . . . | 897 |
| Gußſtahlfabrikation auf der Sollinger Hütte im Hannöverſchen | 898 |

Digitized by Google

Ueber

# den Mineral-Reichthum.

---

## Fünfter Band.

Zweite und dritte Abtheilung.

# Zweite techniſche Abtheilung.

## Zweiter Abſchnitt.

### Von dem Grubenbetriebe.

### Fünftes Kapitel.

### Von dem Steinkohlenbergbau in England *).

#### 1. Allgemeine Bemerkungen über das Vorkommen der Steinkohlen in England.

Kein Land in Europa hat ſich eines ſolchen Reichthums an Steinkohlen zu erfreuen, als England und Süd-Schottland. Die Ausdehnung des Kohlengebirges übertrifft daſelbſt alles, was davon in Deutſchland, in den Niederlanden und in Frankreich auf eine ſo große Fläche zerſtreut iſt. Die Entwicklung des Kohlengebirges in dem ſüdweſtlichen Theile von England nähert ſich am meiſten derjenigen, welche in den Niederlanden und dem angrenzenden Theile von Frankreich ſtattfindet. Wenn auch einzelne Ablagerungen auf

*) Dieſem Kapitel iſt eine Abhandlung der Herren v. Deynhauſen und v. Dechen in dem 5. und 6. Bande der 2. Reihe von Karſtens Archiv zu Grunde gelegt und es iſt aus der Voyage métallurgique en Angleterre par *Dufrenoy* etc. Tome I. p. 133 etc.; ſo wie aus Th. Smith's Miners Guide, being a Description and Illustration of a Chart of Sections of the principal Mines of Coal and Ironstone in the Counties of Stafford, Salop, Warwick et Durham. London et Birmingham 1836, ergänzt worden. Im Hauptwerke wird Bd. 2. S. 69 bis 663 von den Steinkohlen geredet.

dem Continent an Geſammtmächtigkeit der Kohlenmaſſe, welche ſie enthalten, das engliſche Kohlengebirge übertreffen, ſo bleiben ſie doch in Rückſicht auf aushaltende Verbreitung, auf Regelmäßigkeit der einzelnen Kohlenflötze, auf den Bergbau begünſtigende Lagerung weit dahinter zurück. Nicht die Mächtigkeit einzelner Kohlenflötze macht den darauf umgehenden Bergbau reich, ſondern die Beſchaffenheit derſelben, der Zuſammenhalt der benachbarten Geſteinſchichten, ihr Aushalten, das ſeltene Vorkommen von Störungen, ihr regelmäßiges und flaches Fallen, ihre Zahl in angemeſſenen Entfernungen, endlich die Oberfläche der Erde in benachbarten Gegenden, welche die Verbreitung des gewonnenen Materials befördert. Sehr wichtig iſt der Umſtand, daß die engliſchen Steinkohlenflötze ſehr häufig von Eiſenſteinflötzen begleitet ſind. Dieſe Lagen von thonigem Sphäroſiderit geben bei weitem den größten Theil des Materials für die ungeheure engliſche Eiſenproduction.

Wenn ſich die meiſten deutſchen Kohlengebirge gerade durch Eigenthümlichkeiten auszeichnen, die den Bergbau erſchweren, wie das Oberſchleſiſche durch die große Mächtigkeit der einzelnen Flötze; das Niederſchleſiſche durch häufige Störungen und die gebirgigte Oberfläche, welche den Transport der Kohlen erſchwert; das Wettiner durch die durchgreifende Unregelmäßigkeit der Lagerung und geringe Verbreitung; das Märkiſche und Eſſen-Werdenſche durch ſteiles Fallen der einzelnen Flötze auf der einen, durch immer wiederkehrende Sattel und Muldenbiegungen auf der andern Seite, woran der ganze Zug des Kohlengebirges zwiſchen Rhein und Schelde ſogar in noch größerem Maaſe Theil nimmt: ſo werden die einzelnen Abtheilungen des Kohlengebirges in England gerade durch ſolche Verhältniſſe charakteriſirt, die den Grubenbau und den Vertrieb der Steinkohlen erleichtern.

Die Verbreitung des Kohlengebirges in England hängt weſentlich mit der ganzen geognoſtiſchen Beſchaffenheit der Inſel zuſammen. Die Weſtküſte von England, Wales mit eingeſchloſſen, enthält die ältern Gebirgsformationen, Uebergangsgebirge, Thonſchiefer mit Graniten und Porphyren. Aber nicht gleichförmig vertheilt, ſondern mit tiefen Buſen durchfurcht, worin die reichſten Kohlenformationen auftreten. So wird die Nordſeite des tiefen Meerbuſens, welcher Cornwallis von Wales trennt, von der großen Süd-Waleſer Kohlenmulde gebildet, die ſich in getrennten Parthien durch den **Forest of Dean** bis über die Gegend von Briſtol hinaus erſtreckt und den ſüdweſtlichen Kohlendiſtrict bildet. Der breite Einſchnitt zwiſchen der Küſte von Nord-Wales und der Inſel Angleſea und der hervorragenden Landſpitze von Süd-Schottland, die in dem Mull of Galloway endet, wird noch abgetheilt durch das Hervortreten des Cumberländiſchen Seegebirges (**Lake mountains**). In der ſüdlichen Abtheilung liegt das Kohlengebirge von Flintſhire gelehnt an die ältern

Gebirge von Nord-Wales; das weit verbreitete Kohlengebirge von Lancaſhire, ſich in ſeinen untern Gliedern erhebend zu einem Bergzuge, der ſich gegen Nord hin an das Seegebirge anſchließt. In der nördlichen Abtheilung liegt das wichtige Kohlengebirge von Cumberland oder Whitehaven, gänzlich abhängig in ſeiner Lage von der Erhebung des Seegebirges. An dem Südabhange des großen und rauhen Grauwackengebirges, welches zugleich England und Schottland theilt, kommen auf der Weſtſeite des Landes nur Spuren der Kohlenformation ohne Wichtigkeit für den Bergbau vor. Dagegen erſcheint auf der Nordſeite dieſes Gebirges, an den Küſten von Ayrſhire, das große Schottiſche Kohlengebirge. Es erſtreckt ſich in nordöſtlicher Richtung durch die ganze Breite der Inſel hindurch bis zu den Küſten von Fife und Perthſhire und erfüllt das große Thal zwiſchen dem ſüdſchottiſchen Grauwackengebirge und den nordſchottiſchen Hochgebirgen, den Grampains. Es zerfällt in mehrere einzelne Reviere und Diſtrikte, getrennt durch flötzleere Kohlengebirgsſchichten und durch weit verbreitete Trapp- und Porphyrmaſſen, die ſich dazwiſchen gedrängt haben. Weiter gegen Norden ſind keine Spuren mehr von Steinkohlen, mit Ausnahme der einer jüngern Bildung, dem untern Oolith, angehörigen Formation von Brora in Sutherlandſhire an der Oſtküſte.

Die öſtliche Begrenzung des Schiefergebirges von Wales erſtreckt ſich von der Briſtoler Gegend in ungefähr nordnordweſtlicher Richtung bis an die Küſte von Flintſhire. Kleinere Kohlenreviere, die an dieſem Gebirgsſaum aus der horizontalen Bedeckung des rothen Sandſteins hervortauchen, verbinden gleichſam die öſtlichſten Verzweigungen des ſüdweſtlichen Kohlendiſtrikts mit dem Kohlengebirge von Flintſhire; das wichtigſte dieſer Reviere iſt das von Shropſhire oder Coalbrookdale. In einer mit der angegebenen Richtung von SSO. gegen NNW. parallelen Ausdehnung erſtreckt ſich ein bedeutender Bergzug, die Penniniſche Kette, von Derbyſhire aus nach den Grenzen von Schottland, öſtlich an dem Cumberländiſchen Seegebirge vorbei und kaum damit zuſammenhängend, von Nord her auffallend durch das mit rothem Sandſtein erfüllte Thal des Eden davon getrennt. Die höhern und mittlern Gegenden dieſes Bergzugs werden von den untern Abtheilungen der Kohlenformationen und von den Kalkſteinen, die damit ſo eng verbunden ſind, gebildet; an beiden Abhängen gegen Weſt und Oſt kommt das Steinkohlengebirge vor. Auf der Weſtſeite dehnt ſich daſſelbe von dem wichtigen Reviere der Potteries bei Newkaſtle unter der Linn, durch das von Lankaſhire, Cheſhire bis zu den ſüdlichen Abhängen des Seegebirges aus. Dieſe Reviere bilden gleichſam die Gegenflügel der am gegenüber ſtehenden Abhange des Waleſer Gebirgs hervortretenden Kohlenflötze; zwiſchen ihnen die große Ausdehnung eines Flachlandes von rothem Sandſtein. Aus dieſem treten, gerade in der

Digitized by Google

Richtung zwiſchen dem Briſtoler Kohlenrevier und dem ſüdlichen Ende der Penniniſchen Kette, an mehreren Punkten vereinzelte Theile des Kohlengebirges hervor und bilden das Staffordſhirer Revier bei Dudley, das von Coventry, von Aſhby de la Zouch. Sie erheben die Hoffnung, daß an vielen Punkten zwiſchen dem Waleſer und Penniniſchen Gebirge unter dem rothen Sandſtein, ſogar in nicht gar zu großen Tiefen, bauwürdige Kohlenablagerungen verborgen liegen, beinahe zur Gewißheit. Nur die zerriſſenen Ränder dieſer großen Kohlenmulde, die einzelnen, durch beſondere Ereigniſſe zu Tage gebrachten Punkte hat bisher der Bergbau angegriffen und die zuſammenhängenden weit verbreiteten Maſſen ſind noch der Zukunft aufbewahrt.

Auf der Oſtſeite der Penniniſchen Kette ſind die Verhältniſſe überaus einfach; das Kohlengebirge dehnt ſich mit der größten Regelmäßigkeit von dem Abhange von Nottingham in der Mitte von England bis an die Schottiſche Grenze, bis zur Tweed und ſelbſt darüber hinaus. Die Unterbrechungen, welche die Kohlenreviere in dieſer großen Erſtreckung von 45 geographiſchen Meilen erleiden, rühren davon her, daß die neuern die Kohlenformation bedeckenden Gebirgsarten dem Saume des Gebirges ſich ſo ſehr nähern, daß das Ausgehende der Kohlen darunter verſchwindet. Nördlich von dem Coquet bis über die Tweed kommen nur noch die untern Schichten des Kohlengebirges vor, die aber hier ſehr gute und bauwürdige Flötze enthalten. An dem ſüdlichen Ende dieſes Zuges ſind beſonders die Reviere von Scheffield und Leeds, an dem nördlichen die berühmten Ablagerungen am Waar= und Tynefluß wichtig. Unmittelbar wird das Kohlengebirge auf dieſer ganzen Länge vom Magneſiakalkſtein — einer dem deutſchen Zechſteine völlig entſprechenden Bildung — bedeckt, auch Spuren des Rothliegenden kommen darunter vor. Es iſt viel vielfach bewieſen, daß das Kohlengebirge regelmäßig darunter fortſetzt und bei der vollkommen gleichförmigen ungeſtörten Lagerung aller obern Gebirgsformationen bis an die Oſtküſte der Inſel iſt es zum wenigſten wahrſcheinlich, daß auch das Kohlengebirge noch weit darunter her über große Flächen in ungekannter Tiefe fortſetzt. Auch hier wird ein Reichthum für die nachkommenden Geſchlechter aufbewahrt, der jenem in nichts nachſteht, welcher von dem Waleſer und Penniniſchen eingeſchloſſen iſt.

Sämmtliche Kohlenreviere von England und Wales liegen alſo nördlich und weſtlich einer Linie, die von St. Brides Bay an der Südweſtküſte von Süd=Wales nach Frome, dem öſtlichen Punkte der Mendipberge, von dort nach Nottingham, dem Südoſtpunkte der Penniniſchen Kette, von dort nach Suaderland, dem ſüdlichſten Punkte, den das Kohlengebirge an der Oſtküſte erreicht, gezogen wird.

Dieſe Linie iſt noch in ſofern von Bedeutung, als ſie die geographiſche Grenze des Agrikultur= und Induſtrieintereſſe bezeichnet.

Der ſüdöſtlich von dieſer Linie liegende Theil der Inſel, mit Ausſchluß von Cornwall und eines Theils von Devonſhire, wird lediglich von jüngern Gebirgsarten gebildet, iſt hüglich und flach und vorzugsweiſe für Landbau und Viehzucht geeignet. Nur die Hauptſtadt des Landes und einige Häfen haben hier beſonders Induſtriezweige in ihrer Nähe verſammeln können. Der nordweſtlich von der angegebenen Begrenzung liegende Inſeltheil umfaßt alle Fabrikgegenden, mit Hinzurechnung von Cornwall auch den geſammten Bergbau und beweißt, wie eng die Induſtrie mit dem Kohlenbergbau verbunden iſt, da ſich dieſelbe ſelbſt bei dem großen Transportmittel des Meeres nie weit davon hat entfernen können *).

## II. Allgemeine techniſche Verhältniſſe des Engliſchen Steinkohlenbergbaues.

Der engliſche Steinkohlenbergbau hat, wie ſchon bemerkt wurde, mit weit geringern Schwierigkeiten zu kämpfen, als auf dem Feſtlande von Europa und namentlich in Deutſchland. Derſelbe bietet alſo in dieſer Beziehung nicht dasjenige Intereſſe dar, welches mit der Beſchreibung vieler bei uns vorkommenden Arbeiten verbunden iſt; dagegen führen die außerordentlich großen Quantitäten, welche in England auf einzelnen Gruben von einem oder wenigen Flötzen auf einzelnen Schächten zu Tage geſchafft werden und um den Anforderungen des Debits zu genügen, zu Tage geſchafft werden müſſen, Verhältniſſe herbei, die bei dem Steinkohlenbergbau auf dem Kontinente noch unbekannt, — Schwierigkeiten, welche unſerm Bergmanne zu beſiegen noch nicht vorgekommen ſind. Mit dieſen großen Förderungsquantitäten ſteht nicht allein das raſche Vorrücken der Baue in Verbindung, welches ſchon in unſern Gegenden den Kohlen- vom Metallbergbau ſo ſehr unterſcheidet, ſondern auch die beträchtliche Tiefe, in welche ſchon gegenwärtig der Betrieb, nach dem gänzlichen Abbaue der obern Kohlenfelder, hat eindringen müſſen. Obgleich ſich das Kohlengebirge in England an mehreren Punkten ziemlich hoch über das Niveau der benachbarten Thäler und der Meeresküſten erhebt, ſo findet man doch nur noch in Süd-Wales ausgedehnte Gruben, welche über Stöllen mit natürlicher Waſſerloſung bauen können. In allen übrigen Revieren entbehrt man

*) Es würde uns zu weit führen, wollten wir hier auch von den neuern geologiſchen Anſichten über die Steinkohlen, die ſich ſeit Erſcheinen des Hauptwerks, wo im 2. Bde. S. 472 rc. davon geredet wird, ſehr weſentlich verändert haben, handeln, ſondern wir verweiſen auf ein vortreffliches geologiſches Buch, nämlich auf: Lyell's Elemente der Geologie, welches von uns bei dem Verleger dieſes Werks deutſch herausgegeben und ſo eben erſchienen iſt. Es wird in demſelben in dem 20. und 21. Kap. eben ſo belehrend, als allgemein verſtändlich von der Steinkohlenformation gehandelt.

dieſes Hülfsmittel und iſt gezwungen, Tiefbau mit Hilfe von Dampfmaſchinen zu führen. Hierzu mußte man um ſo eher ſchreiten, als die Vereinzelung der Gruben, die Begrenzung derſelben nach dem Oberflächenbeſitze, das entgegengeſetzte Intereſſe der Beſitzer der einzelnen Gruben, keine einzige größere, auf die Löſung mehrerer Gruben oder gar ganzer Reviere berechnete Stollenanlage hat zur Ausführung kommen laſſen. Eben ſo wie dadurch früherhin das allgemeine Intereſſe, welches die regelmäßige und vollſtändige Benutzung der in der Erde niedergelegten Schätze verlangt, gelitten hat; eben ſo wenig wird noch heute daſſelbe bei dem Tiefbau berückſichtigt. Jede Grube zieht nur ihren eigenen Vortheil in Betracht, unbekümmert, ob ihre Arbeiter den angrenzenden zum größten Nachtheile gereichen, ob dadurch große Quantitäten von Kohlen unter fremdem Eigenthume gänzlich verloren gehen oder doch nur mit ſehr großem Koſtenaufwande gewinnbar gemacht werden. Unter dieſen Verhältniſſen iſt die Waſſerhaltung der Gruben und ganz beſonders die Abhaltung fremder Waſſer ein ſehr wichtiger Gegenſtand bei dem Engliſchen Kohlenbergbau, der ganz beſonders die örtlichen Kenntniſſe und die Geſchicklichkeit des Bergmanns in Anſpruch nimmt. Mit der großen Tiefe der Grubengebäude, mit den wenigen Tagesſchächten, welche die Verhältniſſe der Waſſerhaltung geſtatten, wachſen die Schwierigkeiten der Wetterverſorgung, welche in ganzen Revieren, wie in dem an dem Tyne und Wearfluſſe, noch durch die Erzeugung ſchlagender Wetter erſchwert, zu dem wichtigſten Gegenſtande des ganzen Grubenbetriebs erhoben wird und dem ſich alle ſonſtigen Veranſtaltungen der Vorrichtung und des Abbaues unterordnen müſſen. In den bisher betrachteten Beziehungen hat der Steinkohlenbergbau in England die meiſte Aehnlichkeit mit dem in den Niederlanden, bei Lüttich und Mons, in ſofern ſich dieſer auf flach und regelmäßig gelagerte Flötze, wie bei St. Gilles und auf dem Flenu, erſtreckt *). Die Vorrichtung und der Abbau ſind in England ganz beſonders durch die Rückſicht bedingt, die man auf Waſſerhaltung, Wetterwechſel und auf die überaus hohen Holzpreiſe nehmen muß. Umſtände, welche bei einem großen Theil unſeres deutſchen Kohlenbergbaues nur einen ſehr geringen Einfluß ausüben und wenigſtens gegen andere Rückſichten ſehr zurücktreten müſſen. Ein ſehr geringer Holzverbrauch iſt in England bei jeder Vorrichtung und bei jedem Abbau eines Kohlenflötzes eine Hauptbedingung der Bauwürdigkeit, da die Holzpreiſe ſo hoch ſind, daß ſie bei einem gleichen Verbrauche wie auf unſern Gruben den Werth des Holzes beinahe demjenigen der gewonnenen Kohlen gleich ſtellen würden.

*) Siehe Hauptwerk II. 575 ꝛc. 583 ꝛc. und das nächſte Kapitel, welches von den techniſchen Verhältniſſen des Belgiſchen und des nordfranzöſiſchen Steinkohlenbergbaues handelt.

Unter dieſen Umſtänden kommt den meiſten Engliſchen Gruben die ziemlich geringe Mächtigkeit der Flötze und die vorzügliche Haltbarkeit des Daches ſehr zu ſtatten. Die ältern Abbauſyſteme, bei denen große Maſſen von Kohlen auf immer verloren gingen und die Koſten der Aus- und Vorrichtung für die gewonnenen Quantitäten ſehr geſteigert wurden, finden darin eine Art von Entſchuldigung, wenn es anders möglich iſt, über die Verſchwendung eines Nationalgutes hinweg zu ſehen, das auf keine Weiſe zu erſetzen iſt. Wenn die hohen Holzpreiſe einer Seits nachtheilig auf den Kohlenbergbau in England einwirken, ſo liegt doch hierin gerade ein Hauptgrund des frühzeitigen Aufblühens deſſelben und der großen Ausdehnung, welche er gewonnen hat. Zum häuslichen Gebrauche bedient man ſich längſt keines andern Brennmaterials als der Steinkohlen und bei den Gewerben iſt eine Ausnahme, die kaum der Erwähnung verdient, daß die Weißblechfabriken in Südwales noch Holzkohlen zum Friſchen des Eiſens benutzen.

Die Förderung, bei jedem Kohlenbergbau ein ſo wichtiger Gegenſtand, iſt beſonders da ſchwierig in völligen Einklang mit ſich ſelbſt und mit dem übrigen Grubenbetriebe zu ſetzen, wo es darauf ankommt, ſehr große Quantitäten auf einen Punkt zu koncentriren und zu Tage zu ſchaffen.

Die Schwierigkeiten, welche die Abteufung der Schächte in Mons und noch bei weitem mehr auf den Kohlengruben in der Nähe von Valenciennes findet, indem das Steinkohlengebirge mit jüngern waſſerreichen Gebirgsmaſſen von beträchtlicher Mächtigkeit überlagert iſt, ſind nur ſelten in England zu beſiegen, wo die Ausführung der Kohlen führenden Schichten an der Oberfläche ſo vielfache Punkte zu deren Angriffe darbietet und die Leichtigkeit der Transportmittel nur an wenigen Stellen gezwungen hat, die Kohlenflötze, wie zu Sunderland, unter einer ſtarken Bedeckung aufgelagerter und waſſerführender Schichten aufzuſuchen. Auch in einigen Flußthälern hat man ähnliche Schwierigkeiten überwunden, um die Kohlen zu erreichen. Die große Verſchiedenartigkeit der Mittel, welche man in England und Valenciennes anwendet, um hierbei einen gleichen Zweck zu erreichen, liegt zum Theil in dem abweichenden Verhalten des zu durchſinkenden Gebirges, zum Theil in den am leichteſten zur Dispoſition ſtehenden Materialien der Befeſtigung. Aber es leidet keinen Zweifel, daß, wenn in England der Kohlenbergbau noch einige Jahrhunderte hindurch mit der jetzt erlangten oder gar noch geſteigerten Thätigkeit fortgeſetzt wird, das Aufſuchen der Flötze unter den großen mit buntem Sandſtein erfüllten Mulden ganz allgemein und die hier in Anregung gebrachten Arbeiten durch eine vielfache Anwendung vervollkommnet ſeyn werden.

## III. Abteufung der Schächte.

Da die meiſten Kohlengruben in England durch Schächte eröffnet werden, Stöllen nur wenige Anwendung finden und kaum als großartige Anlagen auftreten, ſo wird die Beſchreibung des Schachtabteufens, beſonders unter erſchwerenden Umſtänden, füglich die Reihenfolge der Notizen über dieſen Bergbau eröffnen können. Bei weitem die Mehrzahl der Schächte und vorzüglich alle größern ſind kreisrund; eine Form, die ſich zu der flachen Lagerung der Gebirgsſchichten, welche einen gleichförmigen Druck hervorbringen, als auch zu der Hauptbefeſtigungsart der Ausmauerung ganz beſonders eignet. Dieſe Form iſt ſchon ſeit langer Zeit auf den Lütticher Kohlengruben ganz allgemein, wo ſie durch ähnliche Verhältniſſe bedingt wird. Für Schächte in ſteilfallenden Gebirgsſchichten eignet ſich dieſelbe keineswegs und beſonders wenn dieſelben durch Zimmerung offen erhalten werden ſollen. Deshalb wendet man auch bei uns die rechteckige Form gewöhnlich an und führt ſelbſt die Schachtmauerung nicht rund oder elliptiſch, ſondern in vier beſondern Bögen auf, die ſich in den Ecken gegen einander ſpannen. Wenn die runden Schächte unter gewiſſen Umſtänden rückſichtlich ihrer Feſtigkeit als ſehr vortheilhaft erſcheinen, ſo ſind dieſelben rückſichtlich der Bequemlichkeit beim Gebrauche weiter hinter den rechteckigen zurück, indem bei den einzelnen Abtheilungen ſpitze Ecken gar nicht zu vermeiden ſind, welche beim Gebrauche verloren gehen. Wo aber Schwierigkeiten zu beſiegen ſind, wo die Zimmerung ſo viel als möglich vermieden werden muß, da können die runden Schächte unter ſolchen Verhältniſſen wohl zweckmäßig genannt werden. Die Durchmeſſer derſelben ſind nach ihrem Gebrauche verſchieden, 10 bis 15 Fuß.

In dem aufgeſchwemmten Tagegebirge, in Lehm, Sand, Thon werden die Schächte ausgemauert, am beſten mit Hauſteinen, die genau nach dem Zirkel gehauen ſind, von 1 Fuß bis 16 Zoll Stärke und 1 Fuß Höhe. Dieſelben werden auf einem Kranze von Eichenholz von 10 Zoll Breite und 4½ Zoll Stärke aufgeſetzt und der Raum zwiſchen der Mauerung und dem Stoße ſorgfältig mit Thon angeſchlagen. Auf einem Kranze mauert man 12 bis 15 Fuß hoch, wenn das Stehen des Gebirges ſo tief ohne Ausbau abzuteufen erlaubt, ſetzt das Abteufen in geringern Dimenſionen von Neuem fort, erweitert alsdann den Schacht, um einen zweiten Kranz zu legen und die Mauerung bis unter den erſten herauf zu führen. Auf dieſe Weiſe fährt man fort, bis daß der Schacht das feſte Geſtein erreicht hat. Gewöhnlich wendet man zu dieſer Schachtmauerung, wie überhaupt zur Grubenmauerung, Ziegel (von 10 — 12 Zoll Länge) an, da die Mauerung alsdann nicht ſo große Dimenſionen erfordert und leichter anzufertigen iſt; jedoch hängt dies von der Lokalität ab.

Wenn die aufgeſchwemmten Schichten nicht ſo feſt ſind, um ein Abteufen ohne Zimmerung zu erlauben, ſo muß dieſe, wenn auch nur verloren, angewendet werden, bis daß die Mauerung nachrückt. Bei runden Schächten wird auf der Hängebank ein ſtarker Kranz von Eichen-, Ulmen- oder Eſchenholz gelegt und hinter dieſem 1½zöllige, genau an einander paſſende Breter bis zur Sohle eingezogen und innerhalb derſelben ſo viele Kränze gelegt, als es der Haltbarkeit wegen erforderlich iſt. Der unterſte dieſer Kränze ragt um ſeine halbe Stärke unter den Enden der Schalbreter hervor, damit die tiefer folgenden dagegen gelegt werden können. Auf dieſe Weiſe wird die Zimmerung bis auf das feſte Geſtein nachgeführt und die Mauerung ſodann von unten begonnen. Es iſt beſſer, die Zimmerung gleich ſo weit zu nehmen, daß die Mauer innerhalb derſelben angebracht werden kann. Die Wiedergewinnung des Holzes richtet ſich nach den Umſtänden, nach ſeiner beſſern oder ſchlechtern Beſchaffenheit und der Möglichkeit, es nachmals wieder anzuwenden.

Die Kränze werden bei dieſer Zimmerung aus einzelnen Stükken wie Radfelgen zuſammengeſetzt und liegen mit gerader Stirn gegen einander; damit ſich dieſelben nicht verziehen können, werden Leiſten unter denſelben an den Schalbretern feſtgenagelt. Reicht dieſe Befeſtigung nicht aus, ſo ſchlägt man Breter an die Kränze, gleichſam wie Wandruthen, welche über mehrere derſelben hinwegreichen und dieſe werden über Tage an Tragbäumen befeſtigt, welche auf Kreuzſohlen ruhen und ſo weit von einander liegen, als der Durchmeſſer des Schachtes erfordert.

Wenn das Gebirge ſehr waſſerreich, ſchwimmend iſt, ſo wendet man wohl Abtreibearbeit an, viel gewöhnlicher aber Senkarbeit. Hierzu wird ein Cylinder, wie ein Faß, nach dem Durchmeſſer des Schachtes aus 2 — 3zölligen Bohlen, die genau nach dem Radius gearbeitet ſind, zuſammengeſchlagen, 9 — 12 Fuß lang, wenn damit die Mächtigkeit des waſſerreichen Gebirgs durchſunken werden kann. Iſt dieſelbe aber größer, ſo müſſen mehrere ſolche Cylinder auf einander geſetzt werden. Inwendig werden dieſelbe durch Kränze aus gutem Eichenholze von 8 — 10 Zoll Breite und 5 — 6 Zoll Höhe verwahrt, die aus rund geſägten Stücken von 4 Fuß Länge beſtehen. Die Pfähle, aus denen der unterſte Cylinder zuſammengeſetzt iſt, werden zugeſchärft und mit einem eiſernen Schuhe verſehen, um beſſer einzudringen. Dieſer Cylinder wird im Schacht auf die Oberfläche der waſſerreichen Gebirgsſchicht aufgeſetzt und mit Maſſen von Eiſen beſchwert, um ihn niederzudrücken, während das Gebirge aus der Sohle herausgenommen wird. Sind die Waſſerzugänge bei dieſer Arbeit ſo ſtark, daß ſie die Anwendung von Maſchinenpumpen erfordern, dürfen dieſe nicht bis auf die Sohle niedergeſenkt werden, weil ſie ſich nicht allein beſtändig verſetzen,

ſondern auch das Gebirge hinter den Stößen hervorziehen, Weitungen, Brüche und ſchiefe Senkungen der Cylinder verurſachen würden. Man läßt wenigſtens 1 Fuß Waſſer auf der Schachtſohle ſtehen und arbeitet unter dieſem das Gebirge mit Schaufeln hervor.

Fängt der waſſerreiche Sand, wie in Flußthälern, bisweilen unmittelbar von Tage an und iſt nicht über 15 bis 16 Fuß mächtig, ruht auf feſtem Thon oder Geſteine, ſo hat man wohl bisweilen den Verſuch gemacht, eine große Weitung mit einer Böſchung von 45° bis auf dieſen Punkt niederzubringen und den Schacht von unten aufzumauern und hinter der Mauer einen feſten Thondamm zu ſchlagen und gleich wieder zu verfüllen. Das Gelingen dieſer Arbeit beruht weſentlich auf der Schnelligkeit, mit der ſie ausgeführt wird und auf vorhandenen Kräften, der Waſſerzuflüſſe Herr zu bleiben. Eine Bedeckung der Böſchung mit gutem Raſen ſoll dabei ſehr nützliche Dienſte leiſten, um den Sand zu halten und zu verhindern, daß er ins Laufen kommt. Zur Waſſerhaltung hat man in ſolchen Fällen wohl kleine Dampfmaſchinen, auf ſtarken Gerüſten aufgeſtellt, angewendet. Iſt die Sandlage mächtiger, ſo iſt dieſes Auswerfen einer großen Weitung von Tage nieder und das Niedergehen von der Sohle derſelben mit einem Schachte ſelten von gutem Erfolge begleitet geweſen.

Die Anwendung hölzerner Cylinder, die auf einander geſetzt werden, ſo lange man ſie zum Sinken bringen kann, iſt immer vorzuziehen und ſelbſt wenn ſie feſtſitzen, kann man eine neue Reihe von Cylindern innerhalb derſelben anſtecken, wenn die erſte den dazu erforderlichen Durchmeſſer hat. Hat man auf dieſe Weiſe das feſte Gebirge erreicht, ſo werden die Cylinder auf ihren Wechſeln feſtgekeilt, unten verdämmt und innerhalb der Kränze mit Bretern verkleidet, ſo daß ſie einen glatten Schacht bilden.

Mit ſehr großem Vortheile hat man angefangen, gußeiſerne Cylinder zum Senken anzuwenden, eine Arbeit, die wohl außer England noch nicht verſucht worden iſt.

Auf der zu der Clyde Ironwork gehörigen Kohlengrube, $\frac{3}{4}$ Meilen oberhalb Glasgow, ſteht hier von Tage nieder 18 Fuß trockner Sand, 21 Fuß waſſerreicher Sand, 4 Fuß Thon an, der das Kohlengebirge unmittelbar bedeckt. Mit einer großen trichterförmigen Weitung war man 16 Fuß niedergegangen und hatte von der Sohle derſelben 27 Fuß tief mit gußeiſernen Cylindern geſenkt.

Man hatte 2 Cylinder 2 Zoll weit aus einander geſetzt, ſo daß jedes Schachttrum beſonders geſenkt wurde. Die Cylinder haben einen äußern Durchmeſſer von 5 Fuß, eine Eiſenſtärke von 1 Zoll, eine Höhe von $4\frac{1}{2}$ Fuß. Dieſelben ſind mit 3 Zoll nach innen vorſpringenden Kränzen verſehen, vermittelſt deren ſie zuſammengeſchraubt werden. Der unterſte dieſer Cylinder hat unten keinen Kranz, da derſelbe hier überflüſſig und das Eindringen in den Sand

verhindern würde. Während des Senkens wurde jeder Cylinder mit etwa 600 Centner belaſtet. Es dient hierzu ein eignes Gerüſt, welches mit dem jedesmaligen oberſten Cylinder feſt verbunden wird.

Der Sand wird niemals bis zu dem unterſten Cylinderrand ausgefördert, um zu verhindern, daß von den Seiten her derſelbe zudringen kann, wodurch ein ſchiefes Niedergehen der Senkvorrichtung befördert werden würde. Die Cylinder werden zwiſchen den Kränzen mit Holz ausgefüttert und bilden auf dieſe Weiſe Schachttrümer von 4½ Fuß Durchmeſſer, welche 8 Zoll von einander ſtehen. Tiefer in dem feſten Geſteine nieder werden beide Trümer mit einander durchſchlägig gemacht und bilden einen Schacht, der nur die nöthigen Scheider erhält. Dieſe Senkarbeit auf 24 Fuß Tiefe iſt in 7 Wochen beendet worden und ſind dabei gegen 16 Arbeiter fortdauernd beſchäftigt geweſen.

Bei einer größern Mächtigkeit des waſſerreichen Gebirges wendet man mehrere Züge von Cylindern an, von denen die tiefern kleinere Durchmeſſer erhalten, ſo daß dieſelben durch die obern hindurchgehen. Tiefer als 30 Fuß gelingt es ſelten mit einem Zuge vom Cylinder niederzukommen und man iſt alsdann gezwungen, das Senken abzuſetzen. Auf dieſe Weiſe iſt es gelungen, Senkarbeiten dieſer Art 80 Fuß tief niederzubringen. Nach der Beendigung der Arbeit werden die kleinern Cylinder in den größern feſt verkeilt. Bei größern Schächten, die im Ganzen geſenkt werden, wendet man Cylinder an, die aus einzelnen Segmentſtücken beſtehen und mit nach Innen vorſtehenden Kränzen zum Aneinanderſchrauben verſehen ſind. Dieſelben werden vor dem Aufſetzen zuſammen verbunden und mit aufgedrehten Seillitzen und Bleiweiß auf gewöhnliche Art verdichtet.

Dieſe Senkarbeit gewährt vor jeder Abtreibearbeit den Vortheil einer großen Sicherheit, ſchont die Arbeiter und macht auch keine große Uebung und Geſchicklichkeit in derſelben erforderlich. Das Gebirge wird durch dieſelbe gar nicht in Bewegung gebracht, was beim Abtreiben unvermeidlich iſt und die gefährlichſten Zufälle herbeiführt, indem den Pfählen Luft geſchafft werden muß und dadurch dem Gebirge mehr oder weniger Gelegenheit gegeben wird, ſich hinter der Zimmerung auszukeſſeln.

Wo das Holz noch in niedrigen Preiſen ſteht, wird dieſe Methode für gewöhnliche Fälle zu koſtbar, beſonders wenn das Gußeiſen durch einen weiten Transport vertheuert wird, aber immer bleibt ſie da anwendbar, wo kein anderes Mittel zum Niederkommen ausreicht. Ein weſentlicher Unterſchied dieſer Senkarbeit gegen ähnliche Ausführungen in manchen Gegenden Deutſchlands beſteht darin, daß hierbei ein völliges Ausſcheiden und Verdünnen der obern Waſſer bezweckt und erreicht, dagegen bei uns damit eine Abzapfung und Entwäſſerung der obern Schichten eingeleitet wird. Dieſe Abweichung entſpringt aus der Verſchiedenheit der Bergbaue, bei welchen

die Arbeiten ausgeführt werden. In England erreichen die Schächte, womit die waſſerreichen Schichten in oberer Teufe durchſunken werden, die Kohlenflötze, welche abgebauet werden ſollen, erſt ſo tief darunter, daß die dazwiſchen liegenden Geſteinmittel völlig ausreichen, um den Druck der obern Waſſer von den untern Grubenbauen abzuhalten und daß mit Rückſicht auf die erleichterte Waſſerhaltung ein ſolches Verfahren jedenfalls ökonomiſch vortheilhaft wird, wenn deshalb auch ein Theil des Kohlenfeldes als Sicherheitspfeiler ſtehen bleiben muß. Waſſerreiche Gebirgsmaſſen, bei denen Abtreibearbeit angewendet werden muß, werden in Deutſchland dagegen vorzüglich auf dem Braunkohlenbergbau und auf dem Tarnowitzer Bleiberg-baue durchſunken, wo theils die Milde aller umgebenden Gebirgsſchichten, die Nähe der abzubauenden Lagerſtätten, ihre große Mächtigkeit, theils die Klüftigkeit des Geſteins eine ähnliche Zurückhaltung der Waſſer noch geſtatten würden, wenn auch die ganze Anordnung des Betriebs dieſelbe möglich machen würde. (Siehe Bd. IV. S. 377 ꝛc.)

## IV. Abdämmung der Waſſer in Schächten.

Eben ſo wie auf die Zurückhaltung der Waſſer gleich bei dem Abſinken der Schächte in waſſerreichen Schichten Bedacht genommen wird, ſo ſucht man dieſelben auch in den Schächten, nach deren Vollendung und beſonders in dem Kohlengebirge ſelbſt, abzudämmen. Die Schichten des Kohlengebirges ſind theils ſo klüftig und von ſo poröſer Beſchaffenheit, daß ſie die Waſſer fallen laſſen, wie die meiſten Sandſteinlagen, theils geſchloſſen und dicht, ſo daß die Waſſer theilweiſe oder gänzlich zurückgehalten werden; auch kommen Geſteinsſcheiden zwiſchen ziemlich waſſerhaltenden Bänken vor, welche großen Waſſerquantitäten zur Fortleitung dienen. Dieſe Schichten ſtehen an ihren Ausgehenden mit der Oberfläche, mit den Bächen und Flüſſen in Verbindung und diejenigen, welche vom Waſſer durchdrungen werden oder klüftig ſind, führen daher einem Schachte, der ſie in mehr oder minderer Teufe durchſchneidet, verhältnißmäßig große Waſſerquantitäten zu. Liegen zwiſchen dieſen Schichten und dem vom Schacht aus abzubauenden Flötze ziemlich mächtige, die Waſſer zurückhaltende Schieferthonlagen und ſo weit von dieſen entfernt, daß ſie bei dem nachfolgenden Abbaue ganz bleiben und nicht zu Bruche gehen, ſo läßt ſich mit großem Vortheil eine Abdämmung des Schachtes anbringen. Iſt der Schacht ſelbſt von einer ſolchen dichten Schicht aus waſſerhaltend bis zum natürlichen Niveau der Waſſer gemacht, ſo werden die untern Flötze gänzlich abgebauet werden können, ohne daß es nöthig iſt, die Waſſer, welche von der obern Schicht eingeſaugt werden, fortdauernd zu heben. Die Waſſerhaltung wird ſich daher nur auf diejenigen Waſſer zu erſtrecken

Digitized by Google

brauchen, welche am Ausgehenden der Kohlenflötze ſelbſt, derjenigen Schichten, welche zu Bruch gebauet werden und derjenigen Klüfte eindringen, die mit den Grubenbauen durchfahren werden, woraus eine ſehr weſentliche Erleichterung für die geſammte Waſſerhaltung entſteht. Dieſes Verfahren iſt aber nur da anwendbar und Vortheil bringend, wo in einer ſehr großen Tiefe nicht mehr mächtige Flötze, die noch dabei ein ziemlich ſchwaches Fallen haben müſſen, abgebauet werden ſollen. Unter ſolchen Verhältniſſen bedient man ſich auch in Lüttich dieſer Methode, die Waſſerhaltung tiefer Gruben zu erleichtern und ſie iſt auf den tiefen Kohlengruben in Northumberland, Cumberland und Durham ganz allgemein in Anwendung. In ihrem Principe ſtimmt ſie völlig mit der Abdämmungsarbeit überein, welche auf den Gruben zu Valenciennes zur Ausführung kommt (Picotage und Cuvelage) und hat damit auch bisweilen viele Aehnlichkeit, wenn ſie durch ganze Schrotzimmerung von Eichenholz hergeſtellt wird. Gewöhnlich wird dieſes Abdämmen aber durch hölzerne oder gußeiſerne Cylinder, wie beim Senken hergeſtellt.

Während des Abteufens im Kohlengebirge werden die Waſſerzuflüſſe im Schachte ſorgfältig an denjenigen Punkten, wo ſie hervortreten, gemeſſen, um ſich über die Beſchaffenheit derſelben, über das Gleichbleiben oder Abnehmen derſelben Gewißheit zu verſchaffen. Die Zuflüſſe abzudämmen, welche ſchon während des fortgehenden Abteufens ſich vermindern, würde zwecklos ſeyn, da ſie entweder ganz ablaufen oder an andern Stellen wieder hervortreten.

Das Abdämmen muß immer in einer waſſerhaltenden Schicht angefangen werden. Die Stärke der anzuwendenden Materialien richtet ſich nach der Höhe des Waſſerdrucks; dieſer muß immer von dem Anfangspunkte der Verdämmung bis zu Tage gerechnet werden. Der Schacht wird ſoweit, als die Verdämmung reichen ſoll, erweitert; für hölzerne Cylinder am meiſten, für gußeiſerne am wenigſten. Der Abſatz der Erweiterung wird oben und unten ſo genau als möglich mit Schlägel und Eiſen zugeführt, wozu man vorzüglich recht geſchloſſene dichte Schichten ausſucht. Auf dem untern Abſatze der Erweiterung wird eine Lage von Werg oder von dünnen ſehr reinen fichtenen Bretern gelegt, die mit ihren Längenfaſern dem Radius parallel mit der Stirn nach dem Innern des Schachtes ſtehen. Hierauf wird der Keilkranz (Keiljoch, Wedgingkrib, Pikotagejoch) gelegt, welcher aus einzelnen, genau nach dem Radius gearbeiteten 10 Zoll ſtarken und 6 Zoll hohen Stücken Eichenholz beſteht. Um dieſelben recht bündig zu machen, werden dünne Bretchen mit der Stirn nach dem Innern des Schachtes dazwiſchen gelegt. Der Raum hinter dem Kranze bis an das Geſtein, von etwa $2\frac{1}{2}$ Zoll Breite, wird mit ähnlichen ſtirnweiſe gelegten Bretern ausgefüllt und dann werden Keile eingetrieben. Bei dem Verkeilen treibt man (wie zu

Valenciennes, IV. 877 ꝛc.) Oeffnungen mit einer ſtählernen Spitze in die Holzmaſſe, worin die Keile getrieben werden können und ſetzt dieſe Arbeit ſo lange fort, als es noch möglich, ſolche Oeffnungen darin zu erzwingen. Durch eine ſolche Verkeilung dringt kein Waſſer der Tiefe zu. In einer Höhe von 10 bis 12 Fuß über dieſem verkeilten Kranze wird ein anderer ſchwächerer gelegt, der nur zur Befeſtigung der Verdämmungsbohlen dient, Nagelkranz genannt. Die Verdämmungsbohlen von 3 Zoll Stärke, 6 Zoll Breite werden auf dünnen Bretchen auf den untern Kranz aufgeſetzt, dicht zuſammengerückt, ſchließen wie ein Faß und werden an den obern Kranz feſtgenagelt. Die beiden zuletzt eingeſetzten Bohlen ſind nicht nach dem Radius gearbeitet, ſondern ſo, daß eine gerade zugerichtete Bohle hineingetrieben werden kann. Die Bretchen unter dieſen Bohlen werden alsdann feſtgekeilt, eben ſo die in den Wechſeln des untern Kranzes liegenden und nun die innern Kränze angebracht, welche den Verdämmungsbohlen erſt Feſtigkeit gewähren. Der unterſte derſelben wird unmittelbar auf den verkeilten Kranz aufgeſetzt. Die Entfernung dieſer Hauptkränze (main cribs) von einander richtet ſich nach dem Waſſerdrucke. Zu unterſt liegen ſie am nächſten. Die Bohlen werden genau in der Mitte der Stärke des obern Kranzes abgeſchnitten, um den nächſtfolgenden Umgang darauf zu ſetzen. Auf dieſe Weiſe wird die Schicht entweder bis zu der nächſt obern waſſerhaltenden Schicht oder bis zu dem natürlichen Waſſerniveau herauf abgedämmt. Im erſten Falle wird auch gegen den obern Rand der Erweiterung ein verkeilter Kranz angebracht, welcher dieſelben Dienſte wie der untere leiſtet und eine waſſerdichte Verbindung zwiſchen dem obern Geſtein und der darunter folgenden Zimmerung hervorzubringen beſtimmt iſt. Während der Arbeit läßt man in dem untern Kranz ein Loch zum freien Abfluſſe der Waſſer in den Schacht, damit dieſelben die Abdämmung nicht hindern. Nach der Vollendung wird dies zugepflöckt und die Waſſerſäule geht nun hinter der Zimmerung auf. Das Knacken des Holzes gibt den Druck zu erkennen, der darauf zu wirken beginnt; feine Waſſerſtrahlen zeigen ſich durch die Fugen dringend, hören aber auf, wenn das Holz quillt. Ein Kalfatern der Zimmerung wie in Valenciennes wird nicht angewendet. Der innere Raum des Schachtes wird nun mit $1\frac{1}{4}$zölligen Bretern verbohnt, welche an den Hauptkränzen angenagelt werden und dieſe ſowohl gegen Beſchädigungen ſchützen, als auch den weitern Gebrauch des Schachtes durch Herſtellung geraden Stoßes erleichtern.

Es ſind auch wohl bisweilen Verdämmungen in Schächten angebracht worden, welche derjenigen ganz ähnlich ſind, die man in Valenciennes anwendet, beſonders der dortigen neueſten und beſten Methode, dieſelben achteckig zu machen, indem man einſah, daß bei den viereckigten Schächten die einzelnen Jöcher und Kappen

zu lang wurden, um dem ungeheuren Drucke Widerſtand zu leiſten und es große Schwierigkeiten fand, die Verbindung in den Ecken ſchließend herzuſtellen. Mit Bezugnahme auf die vorerwähnte Beſchreibung der Valencienner Abdämmungsmethode (vergl. Band IV. S. 377) dürften hier folgende Abweichungen zu bemerken ſeyn. Beim ſtärkſten Drucke wendet man Kranzſtücke von 4 Fuß Länge, 10 Zoll Stärke, 7 bis 8 Zoll Höhe vom beſten Eichenholz an (wofür das Engliſche gilt). Zwiſchen den Köpfen der einzelnen Kranzſtücke werden dünne Bretchen mit der Stirn nach der innern Schachtſeite gelegt und eben ſo zwiſchen den auf einander folgenden Kränzen, deren Stücke über einander greifen. Bei dem Verkeilen des unterſten Kranzes ſtellt man die Keile nicht in koncentriſchen Ringen, weil dadurch ein ungleichförmiger Druck auf den obern und untern Theil des Kranzes ausgeübt wird, ſondern in diagonalen Reihen, wobei ebenfalls eine völlige Verdichtung erreicht wird. Der Raum zwiſchen den Kränzen und dem Geſteine wird ganz mit Holzſtücken ausgefüllt. Die Verkeilung der vertikalen und horizontalen Fugen beginnt erſt, nachdem alles Holz gelegt iſt; die Keile werden reihenweiſe nach einander angezogen. Während dieſer Arbeit läßt man das Zapfloch im untern Kranze noch offen und ſchließt es erſt, wenn dieſelbe beendigt iſt. Die Anwendung von Kränzen anſtatt der achteckigen Jöcher in Valenciennes ſcheint noch mehr darauf berechnet, einem gleichförmigen Drucke zu begegnen und gewährt beſonders den Vortheil, daß man mit den vertikalen Fugen der einzelnen Holzſtücke abwechſeln kann und dieſelben nicht alle in einem Lothe zu liegen kommen, wie bei den achteckigen Schächten. Auch die Ausfüllung mit Holz hinter den Kränzen mag beſſer ſeyn, als die mit einem im Waſſer ſchnell erhärtenden Mörtel. Dagegen läßt ſich nicht läugnen, daß die in Valenciennes gebräuchliche Methode eine ſehr vielfache Erfahrung für ſich hat, wogegen in England gerade dieſe Arbeit nur ſelten ausgeführt worden iſt.

Die gußeiſernen zum Abdämmen gebräuchlichen Cylinder müſſen allemal aus einzelnen ſegmentförmigen Stücken beſtehen, weil ſie nur auf dieſe Weiſe in die Erweiterung des Schachtes eingebracht werden können. Die Kränze hat man theils wie bei dem Senkcylinder nach innen angebracht, theils nach außen, was hier keinen Nachtheil hat und gleich einen glatten Schachtſtoß gibt. Die Segmente ſind 6 Fuß lang, 2 Fuß hoch, 1 Zoll Eiſenſtärke, mit Verſtärkungsrippen und ſtarken Kränzen verſehen, die noch durch Träger unterſtützt werden. Die Cylinder werden auf dem unterſten verkeilten Holzkranz aufgeſetzt, zwiſchen den Wechſeln dünne Bretchen eingebracht und nachdem ſie bis zur erforderlichen Höhe aufgeführt ſind, verkeilt. In der Nähe von Newkaſtle iſt auf dieſe Weiſe ein Schacht 70 Faden (61,18 Preußiſche Lachter) hoch verdämmt.

Wenn eine Schichtungsablöſung oder eine Kluft in einer ſonſt waſſerhaltenden, dichten Geſteinslage viele Waſſer liefert, ſo dämmt man dieſelbe ſowohl in Schächten, als auch in Querſchlägen ab. Dies läßt ſich nicht unmittelbar durch Verſtopfen mit Keilen erreichen. Mit Schlägel und Eiſen wird ein 2 Zoll weiter, 7 Zoll tiefer Schlitz geführt, deſſen vordere Kante wenigſtens 1½ Z. tief abgerundet worden, weil ſie bei dem nachherigen Verkeilen ausſpringen würde. Gegen die Stöße des Schlitzes werden dünne Breter gelegt, die nicht weiter, als bis zu der Abrundung vorreichen und zwiſchen dieſen wird die Verkeilung ſorgfältig angebracht, wobei es häufig gelingt, die Waſſerzugänge gänzlich abzuſchneiden.

Ehe wir jedoch dieſen Gegenſtand verlaſſen, wollen wir erſt noch ein Schachtabteufen nebſt Verdämmen des Waſſers (Quaſſering), ſo wie es in England im Gebrauch iſt, mit Hilfe der Fig. 1 bis 18, Taf. 17, näher beſchreiben, indem wir uns auf das weiter oben, ſo wie auf das in Bd. IV. S. 377 ꝛc. Geſagte beziehen *).

Dem Abdämmen des Waſſers mittelſt Holz ſteht weiter nichts entgegen als die bedeutende Theuerung, die um ſo größer iſt, da man nur ſtarke Hölzer anwenden kann, um dem ungeheuren Drucke Widerſtand zu leiſten. Da aber in England das Holz ungeheuer theuer iſt, ſo hat man auf andere wohlfeilere Mittel denken müſſen.

Fig. 1 zeigt den erſten Angriff des Schachtes von der Sohle a′b′ ausgehend. Acht Balken werden horizontal auf den Boden gelegt, um im Falle der Noth als Haltpunkt zu dienen. Ihre Enden treten um 3 Zoll vor der Schachtmauerung vor. Die aus dieſem erſten Satze des Schachtabteufens geförderten Berge halten dieſe Balken feſt und ſatteln den Boden bis zu **ab** auf.

Fig. 2 zeigt daſſelbe Stück des Schachtes auf folgende Weiſe ausgebauet. Ein Kranz von Eichenholz, Fig. 14, der aus einzelnen Stücken beſteht, wird auf einen zu dem Ende zubereiteten Abſatz gelegt. Er hat ungefähr die Stärke eines und die Breite von vier Ziegelſteinen und dient, um darauf das Mauerwerk aufzuführen, welches nur die Stärke von drei Ziegelſteinen hat, Fig. 13. Es bleibt daher hinter der Mauerung ein leerer Raum von der Stärke eines Ziegelſteins. Sobald die Mauer 1 Fuß hoch aufgeführt iſt, hört man mit Mauern auf, um den leeren Raum mit Thon auszufüllen, den man mit hölzernen Stampfern ſehr ſorgfältig feſtſtampft. Man fährt mit dieſer Arbeit bis zu Tage aus fort. Der Sumpf **e**, den man am tiefſten Punkte des Schachtes bemerkt, dient dazu, den Abſatz trocken zu erhalten, während man den Kranz

---

*) Aus einer Abhandlung des franzöſiſchen Bergingenieurs Hamond in den Annales des Mines, VI. (1834), p. 17 etc.

legt. Die Ziegelſteine werden nicht eben, ſondern in einer Spirale hingelegt, ſo daß ſie ohne Unterbrechung bis zu Tage aus an einander gelegt werden. Jede Lage bildet nun keinen Kreis, ſondern einen Theil von einer Schnecke, welche die ganze Höhe des Cylinders bildet. Man ſieht auch dahin, die mittlere Schicht um die Hälfte ihrer Stärke höher zu legen, als die zu beiden Seiten, wie man aus Fig. 13 ſehen kann. Man gewinnt etwas an Zeit, wenn man an dem eichenen Kranze die ſchneckenförmige Baſis vorher vorrichtet und braucht alsdann keine Ziegelſteine zu zerſchlagen.

Fig. 3 ſtellt eine zweite Abtheilung dieſes Schachtabteufens dar. Die cylindriſche Form und der geringe Durchmeſſer dieſer Schächte erlauben, bedeutende Theile auf einmal abzuteufen und auszumauern, ohne daß man Brüche zu befürchten hat. Unter dem erſten Kranze läßt man hinlängliche Maſſen von Erde oder Geſtein ſtehen, welche die obere Mauerung einſtweilen tragen. Unten legt man darauf auf einen zweiten Abſatz einen zweiten Kranz, auf welchem man auf dieſelbe Weiſe, wie oben bemerkt worden, eine Mauerung aufführt und hinter derſelben den leeren Raum mit Thon ausfüllt. Wenn man bis zu der Maſſe gelangt iſt, welche die erſte Mauerung trägt, ſo nimmt man ſie, je nach der Feſtigkeit des Terrains nach und nach weg und führt die Mauer bis dicht unter den erſten Kranz auf, ſo daß beide Mauerungen in eine Linie gelangen, wie Fig. 4 zeigt.

Fig. 5 iſt das Abteufen einer dritten, in der Vorausſetzung geringerer Feſtigkeit minder großen Abtheilung des Schachtabteufens. Bei c hat man eine Quelle gefunden, die man abdämmen muß. Zu dem Ende ſetzt man hinter das Mauerwerk eine weißblecherne Röhre von 3 Fuß Länge und 2 Zoll Weite, die auf ihre ganze Höhe mit 6 Linien weiten Löchern durchbohrt iſt oder auch man bedient ſich eines hölzernen, 3 F. langen und 1½ Z. weiten Kaſtens oder einer viereckigen Röhre, Fig. 16, die auf dieſelbe Weiſe durchlöchert iſt. Dieſe Röhre d, Fig. 6, wird ſenkrecht auf den Kranz und gegen die Erde geſtellt. Der Kranz hat eine horizontale und eine ſenkrechte Oeffnung, in welche letztere die Röhre geſteckt wird. Zwiſchen der letztern und dem Mauerwerke müſſen wenigſtens 2 Zoll Thon bleiben. Man führt darauf, wie vorher, das Mauerwerk auf und das Waſſer fließt durch den Kranz ab. Bei dem Einſtampfen des Thons beginnt man auf der der Röhre entgegengeſetzten Seite und erhält immer einen ſolchen Abhang auf der Oberfläche des Thons, daß das Waſſer durch die Löcher in die Röhre ablaufen kann. In dem Maaſe, daß das Mauerwerk höher wird, verlängert man die Röhre durch 3 Fuß lange Stücke, die in einander geſteckt werden, welches ſo lange fortgeſetzt wird, bis daß ſich kein Waſſer mehr zeigt. Alsdann verſchließt man die obere Oeffnung, indem man ein Bretſtückchen darauf legt. Da das Waſſer nun auf dieſe Weiſe immer frei ablaufen kann, ſo erzwingt es ſich keinen Abfluß zwi-

ſchen Kranz und Mauer und drängt auch eben ſo wenig das noch friſche Mauerwerk aus einander. Das Waſſer wird auf die gewöhnliche Weiſe aus dem Schachtſumpfe herausgeſchafft.

Fig. 7 ſtellt eine vierte Abtheilung des Schachtabſinkens und der Mauerung dar. Waſſer hat man in derſelben nicht gefunden, allein die Quelle aus der obern Abtheilung hat fortwährenden Abfluß, wie man aus der Figur erſieht. Jedoch kann man das Waſſer nicht auf die Köpfe der tiefer arbeitenden Bergleute fallen laſſen, ſondern es wird auf die folgende Weiſe an der Wand herabgeführt. An den Kranz g wird eine Leiſte (garlande curb) — Fig. 17 — genagelt, welche etwa 3 Zoll in den Schacht vorſpringt. Auf ihrer obern Fläche iſt dieſe Leiſte rinnenförmig ausgehöhlt, um das Waſſer, von welcher Seite es auch kommen möge, aufzunehmen. An einem Punkt iſt dieſe Rinne ſenkrecht durchbohrt und von der untern Seite dieſes Lochs führt ein lederner Schlauch m das Waſſer bis zum Tiefſten des Schachtes. Die untere Seite der Leiſte iſt abgeſchrägt, damit die Tonnen nicht daran hängen bleiben. Sieht man es vorher, daß man ſich einer Rinne dieſer Art bedienen müſſe, ſo bringt man ſie in dem Kranze ſelbſt an und legt die erſte Ziegelſteinſchicht um 2 Zoll zurück, jede folgende aber um ½ Zoll vor, ſo daß man bei der vierten die gewöhnlichen Dimenſionen des Schachts wieder erreicht. Schlägt man den halben Zoll von den Kanten der Ziegelſteine ab, ſo erlangt man die Form, Fig. 18. Letztere Einrichtung hat den Vorzug der größern Feſtigkeit und zeigt keine Vorſprünge, allein erſtere kann leicht überall angebracht werden.

Fig. 8 zeigt das Abſinken einer fünften Abtheilung. Man nimmt an, daß das Terrain zu weich ſey, um das Gewicht des Mauerwerks zu tragen, welches zuſammt auf den Boden hinabſinken könnte, wenn man keine beſondern Vorſichtsmaasregeln ergreift. Um dies zu verhindern, wendet man das Folgende an. Acht Eiſenſtangen von 1 Zoll im Quadrat und auf 30 Fuß Länge unter einander verbunden, ſind unten hakenartig gebogen und oben mit Schraubengewinden und mit Muttern verſehen. Die Haken greifen unter den Kranz, die Stangen liegen an der Ausmauerung des Schachts und die mit Gewinden verſehenen Enden der Stäbe gehen durch Löcher in den Enden der auf dem Boden a', b' liegenden Balken.

Die Mauerung oder der Ziegelſteincylinder iſt auf dieſe Weiſe an acht Balken aufgehängt, die nicht mehr als 3 oder 4 Zoll im Innern des Schachtes vorſpringen und lang genug ſind, um nicht zu ſchwanken. Die an die Enden der Stangen angeſchweißten Haken ſind ſtärker als dieſe, 2 Zoll breit und 1 Zoll ſtark. Nach dieſen Vorbereitungen bringt man nun im Tiefſten des Schachtes auf einen Vorſprung einen Kranz von doppelter Breite gegen die vorhergehenden, allein von demſelben innern Durchmeſſer. Die erſte

Ziegelſteinſchicht iſt doppelt ſo breit als die gewöhnlichen und vermindert ſich bei jeder folgenden, ſo daß die Mauerung in einer Höhe von 4 oder 5 Fuß die Stärke der gewöhnlichen Mauer wieder erlangt. Man mauert nun auf die gewöhnliche Weiſe bis zu dem obern Kranze weiter und nimmt, wenn man denſelben erreicht hat, die Haken nach und nach heraus.

Fig. 9 ſtellt die fünfte Abtheilung fertig ausgemauert dar. Man ſieht, daß der Ziegelſteincylinder auf ſeiner kegelförmigen Baſis ruht und das Abſinken einer ſechſten Abtheilung geſtattet, ohne daß man ihre Baſis wegnimmt. Auf dieſer Figur fließen die Quellen von den Figg. 7 und 8 nicht mehr. Da das Mauerwerk dieſer Abtheilungen Zeit gehabt hat zu trocknen und Zuſammenhang zu erlangen, ſo hat man die Oeffnung in dem Kranze verſpunden können. Da die Quelle nirgends mehr einen Abfluß findet, ſo wird ſie, da ſich die Röhre nach und nach mit Thon ausfüllt, hinter der Thondämmung zurückgehalten.

Fig. 10 iſt die höchſte Abtheilung des Abſinkens und Fig. 11 dieſelbe ausgemauert. Fürchtet man, daß das zu durchſinkende Gebirge von ſolcher Beſchaffenheit ſey, um den Theil des Mauerwerks unter dem Kegel nicht tragen zu können und will man das Ablöſen dieſes Theils verhindern, wenn man eine folgende Abtheilung abgeſunken hat, ſo nimmt man die Stangen von Neuem, bringt ſie wieder an ihren Platz oder wenn ſie noch nicht weggenommen worden ſind, ſo hängt man an die vorhandenen andere, ſchwächere. Fig. 11 ſtellt dieſe verlängerten Stangen dar. Man kann alsdann ohne Gefahr eine ſechſte Abtheilung abſinken und auf dieſe Weiſe fortfahren, bis daß der Schacht, ſey ſeine Tiefe, welche ſie wolle, vollendet iſt. Der eiſernen Stangen bedient man ſich nur in dem obern Theile des Schachtes, weil, wenn man erſt regelmäßige Gebirgsſchichten erreicht hat, man faſt nie bewegliche mehr trifft oder wenn dergleichen vorhanden ſind, ſie nur eine geringe Mächtigkeit haben. Sieht man ſich jedoch in die Nothwendigkeit verſetzt, einen Theil des Mauerwerks, aus irgend einem Grund aufzuhängen und man will ſehr lange Stangen, die bis zu Tage reichen, vermeiden, ſo braucht man nur da, wo feſtes Geſtein vorhanden iſt, Zubrüſtungen zu hauen und Jöcher in dieſelben einzulaſſen, welche man auch in das Mauerwerk, da wo eine koniſche Baſis vorhanden iſt, befeſtigen kann. An dieſe Jöcher hängt man alsdann die Stangen.

Es muß noch bemerkt werden, daß man in den meiſten Fällen die Stäbe nicht gebraucht und daß man da, wo ſie unerläßlich ſind, diejenigen anwenden kann, welche zum Aufhängen der Pumpen dienen.

Fig. 12 ſtellt einen 280 Fuß tiefen Schacht dar, mit welchem dreierlei Schichtenreihen durchſunken ſind. Die erſtere zeigt ſolche Feſtigkeit, daß jede Mauerung überflüſſig erſcheint. Um ſich in die-

ſem Falle beſſer gegen die Waſſer zu ſichern, hört man mit der Mauerung auf, ehe man zu der Streckenöffnung gelangt und wenn man auch noch ſo viele und noch ſo reichliche Quellen durchſinkt, ſo kommt doch kein Tropfen Waſſer in den Schacht. Die Thonbekleidung hält das Waſſer von der Mauer ab und die cylindriſche Form dieſer Mauer bietet auch jede Sicherheit gegen den hydroſtatiſchen Druck dar. Das Waſſer kann auch nicht unter den unterſten Kranz gelangen; es kann ihn nicht einmal erreichen und wenn dies auch der Fall wäre und wenn es auch mit dem ganzen Gewicht einer bis zu Tage ausreichenden Waſſerſäule drückte, ſo würde ihm eine gleiche Höhe von ſpecifiſch ſchwererm Mauerwerk hinlänglichen Widerſtand leiſten. Man muß nur dahin ſehen, daß der Vorſprung für den Kranz recht gehörig zugerichtet ſey und daß eine Lage von geſchlemmtem Thon darunter liege.

Die zweite Schichtenreihe findet ſich bei **B**. Hat man nicht die Abſicht, ſie anzugreifen, will man ſich dies aber für ſpätere Zeiten vorbehalten, ſo bringt man in der Mauerung einen doppelten Bogen an, Fig. 13, dieſer Bogen findet ſich nur in der Dicke der Mauer, ſo daß an den Seiten derſelben nichts zu ändern iſt. Das Innere des Bogens iſt voll gemauert wie der übrige Theil der Schachtmauerung und man braucht nur dieſen innern Theil wegzunehmen, wenn man die Strecke **B** eröffnen will.

Wir wollen weiter annehmen, daß man die dritte Schichtenreihe oder die Flötze **M** ſogleich mittelſt einer Strecke angreifen wolle. In dieſem Falle ſetzt man das doppelte Gewölbe, Fig. 13, bis auf eine Entfernung von 10 bis 12 Fuß von dem Schachte fort und treibt alsdann die Strecke wie gewöhnlich. In einem Schachte von 5 Fuß Durchmeſſer macht man es 3 bis 4 Fuß weit und von dem Mittelpunkte des einen bis zu dem des andern Bogens eben ſo hoch.

## V. Waſſerhaltung während des Abteufens.

Bei der Abteufung der Schächte, die in ein noch unverritztes Feld niedergehen und dies iſt beim Engliſchen Steinkohlenbergbaue der gewöhnliche Fall, werden in der Regel ſo viele Waſſer erſchroten, daß ſie nur mit Dampfmaſchinen gehalten werden können. Dazu bedarf man eines Senkſatzes, der allmälig mit dem Abteufen niedergezogen werden kann, um den Sumpf in der Schachtſohle trocken zu erhalten. Der Senkſatz iſt mit ſtarken Kränzen verſehen, durch Bolzen zuſammen verbunden, die Wechſel ſind mit Bleikränzen und getheertem Felle gedichtet. Gewöhnlich werden zum Senken zwei ſtarke Seile unter dem Ventilkaſten der Pumpe befeſtigt und neben derſelben hinaus bis zu Tage geführt. An den Kränzen werden ſie durch beſondere Ringe gegen das Durchreiben geſchützt und durch umgewundene dünne Seile mit dem ganzen Satze feſt verbunden.

Die Enden derſelben laufen über Tage über Seilſcheiben und ſind dann um einen feſt in die Erde gerammten Pfahl umgeſchlagen; durch Nachlaſſen derſelben wird der Satz geſenkt. Hierbei iſt kein gleichmäßiges Senken zu bewirken; beſſer geht es, wenn an dem obern Ende der Seile Flaſchenzüge angebracht ſind, deren Seilende ebenfalls um einen Pfahl geſchlagen wird. Das Heben dieſes Satzes geſchieht gewöhnlich, wenn es nöthig iſt, durch einen Handgöpel. Eine beſſere Senkmethode wird in dem Kohlenreviere von Newcaſtle angewendet. Der Senkſatz iſt am Saugrohre mit einem Ringe verſehen, der zwei Ohren hat, durch welche ſtarke eiſerne Stangen geſteckt und unten durch Splißnägel oder Schrauben befeſtigt werden, ſo daß man die Pumpen an dieſen Stangen aufhängen kann. Dieſelben werden auf die gewöhnliche Art mit einem 6—7zölligen Schachtgeſtänge verbunden, welche dicht an den Kränzen der Pumpe, etwas höher als dieſe ſelbſt iſt, heraufgeführt werden. Um eine Verſchiebung der Stangen zu verhindern, wird da, wo dieſelben bei den Kränzen eintreffen, ein Seil gewickelt. Oben ſind dieſe beiden Geſtänge mit einem Bügel und Ohr verbunden, ſo daß das Ganze an einem Haken und Seil aufgehängt wird, welches über Tage über Flaſchenzüge läuft, die über dem Schachte hängen. Die Seilenden ſind um den Rundbaum des Handgöpels geſchlagen, der zum Einhängen und Aufziehen ſchwerer Pumpenſtücke dient. An dem Schwengel dieſes Handgöpels werden Schlitten befeſtigt, die ſo mit Steinen beſchwert ſind, daß ſie der Pumpe das Gleichgewicht halten, welche nun allmälig ſinkt, wie der Schacht abgeteuft wird. Der Ausguß derſelben verändert ſich beim Sinken, das oberſte Stück hat eine nach unten gekehrte Ausgußöffnung, woran ein Schlauch geſteckt wird, um das Waſſer in den nächſten Ausgußkaſten zu führen. Iſt die Pumpe bis auf dieſen Kaſten niedergeſunken, ſo wird ein gewöhnliches Aufſatzſtück dazwiſchen geſetzt. Das Saugrohr dieſer Pumpe iſt unten mit einer Menge von kleinen Löchern verſehen und mit einem großen, durch welches man mit der Hand hineingreifen und das Saugrohr reinigen kann; es wird während des Gebrauchs mit einem Pflocke geſchloſſen. Auch die kleinen Löcher pflöckt man von oben herab nieder, wenn die Waſſer ſehr zu Sumpfe ſind, damit die Pumpe nicht zu viel Luft einſaugt. Um das Saugrohr gegen Beſchädigungen beim Schießen zu ſichern, wird daſſelbe mit alten Seilen umwickelt oder mit einem Kaſten von Holz umgeben. Da die Pumpe ſchnarchen muß, ſo läßt man den Kolben langſam aufgehen und einige Sekunden ſtille ſtehen, bevor die niedergehende Bewegung anfängt, damit die eingeſaugte Luft gehörig entweichen kann. Dieſe Bewegung wird gewöhnlich durch die an den Dampfmaſchinen angebrachten Katarakte regulirt; eine Einrichtung, die bei einfach wirkenden Maſchinen, welche eine bedeutende Ueberkraft haben, überhaupt und ganz beſonders beim Abteufen ſehr vortheil-

haft und die in Band IV. Seite 463 beſchrieben worden iſt. Der Hub der Maſchinen wird beim Abteufen gewöhnlich ſehr vermindert und da die Kolbenröhren ohnehin einige Fuß länger ſind, als der Hub, ſo kann der Senkſatz gewöhnlich 4 Fuß ſinken, bevor eine Verlängerung des Schachtgeſtänges, ein Tieferhängen des Kolbens, nöthig wird.

### VI. Schachtſätze und Waſſerhaltungsdampfmaſchinen.

Wenn man mit dem Senkſatz entweder das Tiefſte eines Schachts oder einen Punkt erreicht hat, wo ein Pumpenwechſel angebracht werden ſoll, ſo wird ein gewöhnlicher Satz eingebaut. So ſehr allgemein die Druckpumpen bei der Waſſerhaltung auf den Kupfer- und Zinngruben in Cornwall und Devonſhire (ſ. Bd. IV. S. 491 ꝛc.) ſchon ſeit mehreren Jahren auch ſind, ſo haben dieſelben doch bei dem Steinkohlenbergbaue noch keinen Eingang gefunden. Theils ſind hier die Verhältniſſe noch nicht von der Art, daß die Vortheile dieſer Druckſätze ſehr auffallend hervortreten könnten; theils ſind die Kohlen, welche von den Dampfmaſchinen auf den Gruben verbraucht werden, kaum als verkäufliche Waaren anzuſehen und es iſt dann kein Vortheil dabei, durch Verbeſſerung der Waſſerhaltungsvorrichtungen den Kohlenverbrauch zu vermindern, indem ſich das darauf verwendete Anlagekapital nicht verzinſen würde. So vortrefflich auch viele Einrichtungen ſind, die bei der Cornwaller Waſſerhaltung und den dazu beſtimmten Dampfmaſchinen angewendet werden, ſie ſind auf den Kohlengruben noch nicht nachgeahmt. Ganz allgemein wendet man hier die hohen Saugſätze gerade ſo wie in Deutſchland an, nur daß man dieſelben gewöhnlich höher macht. Man kann annehmen, daß die gewöhnliche Höhe dieſer Sätze bei uns zwiſchen 10 — 20 Lachter ſchwankt, in England dagegen zwiſchen $17\frac{1}{2}$ bis $26\frac{1}{4}$ Lachter. Eben ſo wie man bei uns ſich bisweilen veranlaßt ſieht, die Sätze höher zu nehmen, ſo geſchieht es auch in England und beſonders dann, wenn man in dem Schachte keinen ſchicklichen Punkt zur Anbringung eines Pumpenwechſels finden kann; in ſolchen Fällen hat man wohl hohe Sätze von 60 Lachter Höhe angewendet. Dieſelben führen aber große Unbequemlichkeiten herbei.

Wenn das Gebirge in dem Schacht an dem Punkte, wo ein Pumpenwechſel trifft, wo alſo ein Ausgußkaſten hinkommen muß, ſehr feſt iſt, ſo läßt man daſſelbe an einem Stoß etwa 3 Fuß in den Schacht hineinſpringen und gibt dem Schacht erſt in einer Tiefe von 1 — $1\frac{1}{2}$ Lachter ſeine gewöhnliche Weite wieder. Ueber dieſem Abſatze wird ein kleines Ort in den Stoß getrieben, $2\frac{1}{2}$ Fuß hoch, 3—4 Fuß weit und etwa 8 Fuß tief, worin ein ſehr ſtarker Balken eingelegt und feſtgekeilt wird, auf welchen der Ausgußkaſten

und der obere Satz zu ruhen kommen. Eignet ſich hierzu das Gebirge nicht, ſo legt man zwei Einſtriche übers Kreuz im Schachte, die 2—4 Fuß tief eingebühnt werden und eine ihrer Laſt angemeſſene Stärke erhalten. Den Ausgußkaſten legt man theilweiſe in den Stoß hinein, damit er um ſo weniger Raum im Schacht einnimmt. Die Sätze läßt man auf Dumpfhölzern ruhen, die unter die Kränze der einzelnen Röhren greifen und 9 Zoll Höhe bei 6 Zoll Stärke haben. Sie werden auf einer Seite im Schachtſtoß eingebühnt und ruhen mit dem andern Ende auf Leiſten, die an dem Schachtſcheider befeſtigt ſind, wenn die Kunſtſätze wie in der Regel in einem Trume eines noch zu andern Zwecken dienenden Schachts eingebaut ſind. Dieſe Dumpfhölzer liegen dicht neben den Röhren. In der andern Richtung legt man Querriegel, die aber nur von Dumpfholz zu Dumpfholz reichen und nur bisweilen einen oder den andern bis in den Schachtſtoß. Um den Raum in dem Kunſtſchachte nicht zu ſehr zu beengen, hat man auch wohl bisweilen unter den Kränzen nur einen Einſtrich eingezogen und das Rohr durch ein eiſernes Band befeſtigt, deſſen Enden durch den Einſtrich hindurchgehen und daſelbſt verſchraubt ſind. Der unterſte Satz, welcher aufgezogen werden muß, wenn die Waſſer aufgehen, wird immer mit Kränzen eingerichtet, die durch ſtarke Schraubenbolzen verbunden ſind und muß überhaupt auf eine ſolche Weiſe befeſtigt werden, daß dem Aufziehen deſſelben kein Hinderniß im Wege ſteht. Die einzelnen Auffatzröhren der obern Sätze richtet man dagegen jetzt ſehr zweckmäßig mit Muffen ein, die mit getheertem Flanell verdichtet werden, wodurch die Einhängung und Zuſammenſetzung der einzelnen Theile ſo erleichtert wird, daß dieſe Arbeit in viel kürzerer Zeit als früher bewerkſtelligt werden kann; auch nehmen dieſe Pumpen bei weitem nicht ſo viel Raum im Schacht ein, als die mit Kränzen vorgerichteten. Die Waſſer, welche in gewöhnlichen Fällen im Abteufen erſchroten werden, leitet man in einer in den Schachtſtößen ſpiralförmig eingehauenen Rinne oder wenn dieſe ſie nicht mehr faſſen kann, in einer Lutte bis in den nächſten Ausgußkaſten. Sicherer iſt es, dieſe Waſſer in hölzernen oder gußeiſernen Rinnen aufzufangen, die in den Schachtſtößen angebracht ſind und durch Röhren von einer zur andern und ſo in den nächſten Ausgußkaſten zu führen. Zwiſchen den durchſunkenen Kohlenflötzen treibt man in dieſe kleine Oerter, welche durch Bohrlöcher mit einander verbunden werden, um die Waſſer vom Schachte wegzuziehen.

Bei den Mitteln, welche man anwendet, um die Waſſer von den Schächten und den Grubenbauen entfernt zu halten, ſind die Waſſerhaltungsdampfmaſchinen im Verhältniß zu der Tiefe und Ausdehnung der Gruben nicht von großer Stärke und Bedeutung. In der Regel hat jede Grube nur eine einzige Dampfmaſchine zu dieſem Zwecke. Dieſelben ſind gewöhnlich einfachwirkend, nach

Boulton und Wattſchem Principe; doch ſieht man auch wohl noch Newcomen'ſche Maſchinen mit oben offenem Cylinder. Doppelt wirkende Maſchinen findet man nur ſehr wenig zur Waſſerhaltung und auch dieſe ſind ohne Schwungrad, mit unmittelbarer Aufhängung der Schachtgeſtänge am Balancier. Es iſt demnach bei den Kohlengruben, ſo wie auch bei den großen Waſſerhaltungen auf dem Kupfer- und Zinnbergbau in Cornwall und Devonſhire, allgemeines Princip, einfachwirkende Maſchinen zur Waſſerhaltung anzuwenden, wobei die Vorrichtung der Kunſtſätze einfacher ausfällt und die ganze Anordnung der Bewegung leichter auszuführen iſt, als bei doppeltwirkenden Maſchinen. In den Niederlanden, beſonders in der Gegend von Mons und auch in einzelnen Fällen in der Achener Gegend, in Weſtphalen iſt man von dieſem Princip abgewichen und hat doppeltwirkende rotirende Dampfmaſchinen zur Waſſerhaltung angewendet; man hat ſich jedoch theilweiſe davon überzeugt, daß die erwarteten Vortheile von den Nachtheilen überwogen würden, welche entweder aus einer ungleichförmigen Laſtvertheilung oder aus der Vermehrung der Sätze und Schachtgeſtänge und aus dem nothwendig größern Schachtraume hervorgehen und iſt deshalb in den neueſten Zeiten wieder zu dem Syſteme der einfachwirkenden Maſchinen zurückgekehrt. Hochgeſpannte Dämpfe von 3 — 4 Atmoſphären und Expanſion, wie allgemein in Cornwall und wie es ſcheint mit großem Vortheil angewendet werden (vergl. Bd. IV. S. 455 ꝛc.), gebraucht man auf den Engliſchen Kohlengruben nirgends. In der Gegend von Aachen hat man auf der Abgunſt- und Jamesgrube Maſchinen mit hohem Druck und ohne Expanſion (mithin auch ohne Kondenſor) zur Waſſerhaltung angewendet. Ueber die Vortheile oder Nachtheile dieſer Methode läßt ſich deshalb kein reines Urtheil fällen, weil dieſe Maſchinen rotirend ſind und außerdem mit einer Menge ſonſt nicht gewöhnlicher Vorrichtungen in Verbindung ſtehen; das Geſammtreſultat iſt nicht unvortheilhaft und die geringe Menge von Nahrungswaſſern, welche dieſe Maſchinen bedürfen, kann in einzelnen Fällen von ſehr großer Wichtigkeit ſeyn.

Zur nähern Beurtheilung der Waſſerquanta, welche auf einzelnen Kohlengruben in England zu halten ſind, mag Folgendes dienen. Die Grube für das Eiſenwerk Broadwater Furnaces bei Wednesbury in Staffordſhire hat einen 120 Yards (52½ Pr. Lachter) tiefen Kunſtſchacht, auf dem eine 50zöllige einfachwirkende Boulton und Wattſche Dampfmaſchine ſteht; dieſelbe iſt etwa zu 40 Pferdekräfte anzunehmen und kann aus dieſer Tiefe pro Minute 40 — 50 Kubikfuß Waſſer heben. Die Grube wird auf dem 30 Fuß mächtigen Flötze ſchon ſeit langer Zeit betrieben und iſt ziemlich ausgedehnt. Auf der zu dem Stahlwerke Brades bei Tipton in Staffordſhire gehörigen Kohlengrube ſteht auf dem 219 Yards

(95¼ Pr. Lachter) tiefen Kunſtſchacht eine 65zöllige einfach wirkende Boulton und Wattſche Maſchine; dieſelbe kann einen Effekt von 70 Pferdekräfte leiſten, in dem Schacht iſt jedoch erſt ein 8zölliger Satz eingebaut, welcher in der Minute nur gegen 30 Kubikfuß Waſſer zu heben vermag. Derſelbe iſt in 4 Abhübe getheilt, die unteren von 24½ Lachter, die beiden oberen von 23 Lachter Höhe. Die unteren Sätze ſind um ⅜ Zoll weiter als die oberen, damit ſie denſelben hinreichend Waſſer zuführen, wenn ſie auch nicht ganz dicht geliedert ſind; die Aufſatzröhren ſind durchgängig 1 Zoll weiter als die Kolbenröhren, was ſehr zweckmäßig iſt, um die Geſchwindigkeit des Waſſers in denſelben zu vermindern und damit auch die Größe des Widerſtandes; ein Umſtand, der häufig nicht in dem Maaſe berückſichtigt wird, wie er es ſollte. Auf der Grube Eltonhead zwiſchen Proſiot und Warrington in Lancaſhire ſteht auf dem 123 Yards (53¾ Preußiſche Lachter) tiefen Kunſtſchacht eine 36zöllige Newcomenſche Dampfmaſchine von etwas über 20 Pferdekräfte. Dieſelbe hat zwar einen 9zölligen Satz, mit dem ſie in 2 Abhüben zu Tage aushebt, dennoch wird das Quantum Waſſer, welches damit zu gewältigen möglich iſt, nicht über 30 Kubikfuß pro Minute anzunehmen ſeyn. Auf der großen Kohlengrube Whingill bei Whitehaven in Cumberland befindet ſich auf dem 106 Faden (92¾ Pr. Lachter) tiefen Schacht William eine 84zöllige Newcomenſche Dampfmaſchine von etwa 110 Pferdekräften; der Hub iſt 9 Fuß und ſie macht 7 — 10 Hübe pro Minute und liefert dabei mit einem 13zölligen Satze in 5 Abhüben, von denen der untere 8¾ Lachter hoch, die oberen gleich ſind, 60 — 80 Kubikfuß Waſſer in der Minute. Die Waſſerzuflüſſe ſind zwar ungleich, mögen aber wohl kaum den dritten bis vierten Theil betragen, da bei einem großen Sumpfe 8 — 14tägige Maſchinenſtillſtände vorkommen. Dieſe Zuflüſſe liegen theils in dem Schachte ſelbſt, theils in den Flötzen oberhalb der Schachtſohle, welche zum Theil ſeiger unter dem Meer abgebaut werden und überaus trocken ſind. Nach der erhaltenen Annahme über den Kohlenverbrauch würde dieſe Maſchine mit einem Centner Kohlen etwa 20 Millionen Pfund 1 Fuß hoch heben, eine Leiſtung, die für ihre Conſtruction und den nicht ſonderlichen Zuſtand, worin ſie ſich befand, noch ziemlich hoch erſcheint. Die Grube Hetton, 1¾ Meilen von Sunderland, hat auf dem Bloſſomſchacht eine Newcomenſche 60zöllige Dampfmaſchine, die aus 109 Faden (95¼ Lachter Pr.) zu Tage aushebt. Dieſelbe iſt zu etwa 60 Pferdekräfte anzunehmen und kann mit 10zölligen Sätzen nicht viel über 40 Kubikfuß Waſſer zu Tage ausheben; ein Quantum, welches bei der überaus großen Ausdehnung der Grube von beinahe 1500 Lachter nach dem Einfallen und 600 Lachter nach dem Streichen der Flötze, bei einer Förderung von jährlich über 6 Millionen Centner Kohlen überaus wenig iſt, um ſo mehr, als die

Maſchine noch eine ſehr beträchtliche Ueberkraft hat und daher die Fortſetzung des Betriebs noch auf eine Reihe von Jahren ſichert. Die ſtärkſte Waſſerhaltung, welche die Herren v. **Deynhauſen** und v. **Dechen** auf einer Kohlengrube in England geſehen haben, befindet ſich auf der Tynemaingrube nahe unterhalb Newcaſtle auf dem rechten Tyneufer. Es iſt die ſchon erwähnte doppeltwirkende Maſchine von 72½ Zoll Durchmeſſer und 9½ Fuß Hub, welche bei einer gleichförmigen Laſtvertheilung zu 160 Pferdekräften reichlich zu ſchätzen ſeyn würde. Der Kunſtſchacht iſt nur 54 Faden (47 Pr. Lachter) ſeiger tief und die Waſſer werden aus dem Tiefſten nur bis zur Röhrenſohle 42 Lachter hoch gehoben, mittelſt 3 Sätzen von 16½ Zoll Durchmeſſer, deren jeder 2 Abhübe hat. Ein Satz hebt die Waſſer zur Einſpritzung bis zu Tage aus. Zu Keſſelnahrungswaſſern gebraucht man ſüße Tagewaſſer, die anderweitig herbeigeleitet werden. Die Sätze haben 7½ Fuß Hub; zwei derſelben ſind an der Schachtſeite des Balanciers und einer an der Cylinderſeite angeſchloſſen; für den letztern geht ein Geſtänge in ſchräger Richtung nach dem Schacht und iſt durch eine Bruchſchwinge mit dem ſeigeren verbunden. Die Sätze können pro Minute etwa 230 Kubikfuß Waſſer zu Tage heben, ein Quantum, welches dasjenige auf den vorher angeführten Gruben bei weitem übertrifft.

Ueber die Einrichtung der Maſchine iſt kürzlich Folgendes zu bemerken. Der Balancier beſteht aus zwei gußeiſernen Platten, iſt auf der Cylinderſeite 15½ F., auf der Schachtſeite 12½ F. lang; in der Mitte 6 F. hoch. Jede Platte wiegt gegen 200 Ctnr.; an der Cylinderſeite iſt eine der drei Pumpen, an der Schachtſeite aber zwei angeſchloſſen. Der Kontrebalancier für die geradlinigte Bewegung der Cylinderſeite iſt 15½ F. lang und über den Unterſtützungspunkt 12½ F. verlängert. An demſelben ſind zwei Luftpumpen aufgehängt, die abwechſelnd wirken; eine Einrichtung, die nur höchſt ſelten bei doppeltwirkenden Maſchinen angetroffen wird, ihrem Principe nach aber ſehr richtig iſt und weſentlich dazu beitragen muß, eine genügende Kondenſation herbeizuführen. Jede dieſer Luftpumpen hat 36 Zoll Durchmeſſer und 4 Fuß Hub; der kubiſche Inhalt beider beträgt mithin $\frac{4}{15}$ des Dampfcylinders Inhalt. Die Nahrungspumpe hat 8 Z. Durchmeſſer und 2½ F. Hub. Die Maſchine iſt, wie ſchon oben erwähnt, wie die meiſten Engliſchen Waſſerhaltungsmaſchinen, mit zwei Katarakten verſehen, ſo daß bei jedem Kolbenwechſel ein Stillſtand in der Bewegung erfolgt, der willkührlich verlängert oder verkürzt werden kann. Jeder Katarakt beſteht aus einem Cylinder von 6 Zoll Durchmeſſer und 2 Fuß Höhe, der oben offen iſt und im Boden mit einem großen ſich nach innen öffnenden Klappenventil und einer durch einen Hahn verſchließbaren Röhre verſehen. In dieſem Cylinder bewegt ſich ein feſter Kolben, der durch den Steuerungsbaum der Maſchine in die Höhe gehoben wird

und ſo den Cylinder mit Luft anfüllt. Ein Gewicht drückt den Kolben nieder, welches in dem Maaſe ſchnell oder langſam geſchieht, als der Hahn viel oder wenig geöffnet wird. Sobald der Kolben bis auf einen gewiſſen Punkt geſunken iſt, ſtößt er den Sperrhaken an der Steuerung auf, die daran angebrachten Gegengewichte fangen an zu wirken und die Maſchine wird umgeſteuert, der folgende Hub fängt nun erſt an. Zur Steuerung ſind vier Ventile vorhanden. Die Maſchine hat 5 Keſſel, vier runde und einen langen, von denen drei bis vier gleichzeitig in Gebrauch ſtehen. Drei runde Keſſel haben 14 Fuß Durchmeſſer, 14 Fuß Höhe und eingebogene Seitenwände; der vierte hat nur 12 Fuß Durchmeſſer und eine gleiche Höhe, mithin die älteſte Keſſelkonſtruktion, welche gewöhnlich bei den Newcomenſchen Maſchinen angewendet wurde und die in Deutſchland ſchon längſt mit dieſen Maſchinen ſelbſt aus dem allgemeinern Gebrauche verſchwunden iſt. Der lange Keſſel hat 7 Fuß Breite und Höhe und 26 Fuß Länge und weicht von der gewöhnlichen allgemein bekannten Konſtruktion gar nicht ab.

Nach den erhaltenen Angaben über den Kohlenverbrauch kann bei dieſer Maſchine 1 Centner Kohlen höchſtens 19,600,000 Pfund 1 Fuß hoch heben; ein Effekt, der mit Rückſicht auf die Reſultate ſehr gering genannt werden muß, welche bei den Cornwaller Waſſerhaltungsdampfmaſchinen erhalten werden, der aber doch mit der Konſtruktion dieſer Maſchine und mit den Reſultaten, welche bei unſern Waſſerhaltungsdampfmaſchinen erhalten werden, ſehr wohl im Einklange ſteht. Die großen Waſſerzuflüſſe dieſer Grube, welche in dem Thale des Tynefluſſes liegt, der unmittelbar über dem Ausgehenden der Schicht des Kohlengebirges ſtrömt, die keinen abgedämmten Schacht beſitzt und welcher viele Waſſer aus den obern abgebauten Feldern zugehen, werden durch dieſe Lage ganz erklärlich.

Zum Vergleiche mit dieſer ſtärkſten Waſſerhaltung auf einer Engliſchen Grube mag die Angabe der Waſſerhaltungskräfte auf der Centrumgrube bei Eſchweiler unſern Aachen dienen. Dieſelbe hat drei 40 Fuß hohe oberſchlächtige Waſſerräder; die erſten heben mit zwölf 9zölligen Sätzen und von den letztern das eine mit zwei 9½zölligen Sätzen auf den Stollen aus; eine Newcomenſche 45zöllige Dampfmaſchine, die mit zwei 11zölligen Sätzen daſelbſt ausgießt; eine Boulton und Wattſche einfachwirkende 36zöllige Maſchine, die mit einem 6zölligen Satze bis zu Tage aushebt. Es können daher in der Minute 300 Kubikfuß Waſſer auf den Stollen und zu Tage abgehoben werden und die Kraft ſämmtlicher Maſchinen iſt auf 200 Pferdekräfte anzuſchlagen. Der größte Theil der Waſſer wird von Sohlen weggehoben, die reſp. 21 und 70 Lachter unter dem Stollen liegen, dabei fördert dieſe Grube nicht mehr als 700,000 Centner Kohlen jährlich, während die Tynemaingrube mindeſtens 1,600,000 Centner und vielleicht durchſchnittlich 2 Mil-

lionen Centner fördert und verkauft. Dieſes vortheilhafte Verhältniß der Waſſerhaltung zur Förderung iſt theils in der flachen und regelmäßigen Lagerung der Flötze, theils in der glücklichen Lage an einem Strome begründet, an dem die Kohlen unmittelbar in Seeſchiffe geladen und nach allen Punkten der Küſte von England, hauptſächlich nach London, verführt werden können. Wir kommen in einem der folgenden Kapitel nochmals auf die Waſſerhaltung in Steinkohlengruben zurück.

## VII. Ausrichtung der unter den Schachtſohlen liegenden Felder.

Bisher iſt nur von derjenigen Waſſerhaltung die Rede geweſen, welche in den Hauptſchächten durch Maſchinen verrichtet wird, die über Tage ſtehen und die immer den Haupttheil der Waſſerhaltung ausmacht. Bei einem großen Theil unſers Steinkohlenbergbaues, der mit Dampfmaſchinen geführt werden muß, iſt man bemüht, die ganze Waſſerhaltung hierauf zu koncentriren und ſtellt den Kunſtſchacht auf die tiefſte Sohle. Die große Verſchiedenheit, welche hingegen bei dem Lütticher Steinkohlenbergbaue ſtattfindet, wird noch aus dem folgenden Kapitel deutlich werden. Mit dem Principe, wonach man in Lüttich verfährt, hat wenigſtens in ſofern die Einrichtung des Baues in England Aehnlichkeit, daß man ſo tief, als die Umſtände es erlauben wollen, unter die Sohle des Kunſtſchachts auf dem Einfallen der einzelnen Kohlenflötze niedergeht, wenn man dieſe Schächte auch nicht, wie dort der ältern Abbaumethode wegen, ſo hoch als möglich nach den abgebauten Feldern zu ſtellen ſucht. Die Begränzung der Gruben in England iſt ganz beſtimmt an den Oberflächenbeſitz gebunden und dies übt auf den ganzen Betriebs- und Angriffsplan derſelben einen ſehr großen, wenn gleich für die techniſchen Verhältniſſe höchſt unvortheilhaften Einfluß aus; einen Einfluß, der zwar bei dem dortigen wenig zerſtückten, ſehr großen und zuſammenhängenden Grundeigenthume weniger fühlbar, der aber in vielen Gegenden unſeres Vaterlands genügen würde, den Bergbau völlig unmöglich zu machen, wäre der Beſitz deſſelben nicht durch beſondere Geſetze geſchützt. Hiernach ſucht man in England die Schächte, wenn es die ſonſtigen Verhältniſſe erlauben, in die Mitte desjenigen Grundſtücks zu ſtellen, unter welchem die Flötze daraus abgebaut werden ſollen oder ſo hoch nach dem Ausgehenden, daß auf dem Hauptflötze, welches den Gegenſtand der Anlage ausmacht, eine hinreichende Pfeilerhöhe über der Schachtſohle bleibt. Die große Koſtbarkeit der tiefen ſeigeren Schächte, der ganzen Anlage über Tage an Maſchinen, Gebäuden, die Verbindung derſelben mit Schienenwegen macht es nothwendig, nicht allein den Betrieb ſo weit als möglich auf einen Punkt zu koncentriren, ſondern auch ſo lange als nur irgend mög-

lich zu erhalten. Die Erfahrung, daß auf den Steinkohlenflötzen ſelbſt in ſo großer Tiefe ſehr wenige Waſſer liegen, macht ein Verfolgen der Flötze unter die Schachtſohlen, dem Einfallenden nach, nicht allein möglich, ſondern rechtfertigt dieſe Einrichtung des Baues, unter den obwaltenden Umſtänden, auch in techniſcher, beſonders aber in ökonomiſcher Hinſicht. Wo die Verhältniſſe der Begränzung der Grube nach techniſchen Rückſichten geordnet werden — ein großer Vorzug, deſſen wir uns gegen England rühmen können — wo die Verhältniſſe eine Zurückhaltung der meiſten, in ſämmtlichen hangenden Gebirgslagen der abzubauenden Flötze liegenden Waſſer nicht möglich machen, da würde eine ſolche Anordnung der Ausrichtung als höchſt fehlerhaft erſcheinen müſſen, da muß es immer Regel bleiben, die Kunſtſchächte ſeiger bis auf die tiefſte Sohle des abzubauenden Flötzes niederzubringen und wenn mehrere Flötze gleichzeitig abgebaut werden können und müſſen, durch Querſchläge in dieſen Sohlen mit einander zu verbinden. Die Tiefe, in welcher der ganze Bau geführt wird, übt hierauf auch einen ſehr bedeutenden Einfluß aus und wenn ſich bei uns der Abbau in ſo große Tiefe erſtrecken wird, wie es ſchon gegenwärtig im nördlichen England, in Cumberland, der Fall iſt, ſo werden Veränderungen in dem jetzt befolgten und durch Erfahrung bewährten Syſteme nicht ausbleiben und zweckmäßig ſeyn. Zur Ausrichtung der unter der Schachtſohle oder unter dem Durchlaufungspunkte dringenden Felder treibt man flache Schächte dem Einfallenden der Flötze nach, die, ſo wie dieſe ſelbſt, in allen größern Kohlenrevieren von England ein überaus geringes Fallen erhalten und daher bei ſehr großen vorzurichtenden Pfeilerhöhen nur geringe Seigerteufen haben. Dieſelben ſind entweder unmittelbar in der Nähe des Hauptſchachts oder in den von dieſem ausgehenden Grundſtrecken angeſetzt. — Bei den wenigen Waſſerzuflüſſen in dieſen Bauen iſt es daher auch nur ſelten nothwendig, Pumpen in dieſen flachen Schächten oder einfallenden Strecken (wie man ſie ihres geringen Fallens wegen lieber nennen möchte) einzubauen. Auf der Killingworthgrube bei Weſtmoor, 1¼ Meile von Newcaſtle, deren Direktor Herr Wood, der bekannte Verfaſſer des ſchätzbaren Werks über die Engliſchen Eiſenbahnen, iſt *), liegen in einem ſolchen flachen Schacht auf dem Flötze High main ſeem, der eine Länge von 500 Faden (437 Pr. Lachter) hat, Pumpen und zwar hohe Saugſätze in zwei Abhüben. Die Aufſatzröhren liegen auf der Schachtſohle, auf dem Liegenden des Flötzes und nehmen ſehr wenig Raum ein; die Kolbenröhren ſind mit Stopfbüchſen geſchloſſen, durch welche die Kolbenſtangen

*) Praktiſches Handbuch der Eiſenbahnkunde ꝛc. Nach der dritten Auflage des Engliſchen Originals Deutſch bearbeitet. Braunſchweig 1839.

hindurchgehen; ſie ſind durch Knieſtücke mit den Auffatzröhren über dem Kolben verbunden und liegen in dem Fallen des Schachts; die Geſtänge laufen auf kleinen eiſernen Walzen. Dieſe Pumpen werden durch eine doppeltwirkende rotirende Dampfmaſchine mit Schwungrad, niederm Dampfdruck, von 10 Pferdekräften in Bewegung geſetzt, welche gleichzeitig zum Fördern in dieſem flachen Schacht eingerichtet iſt.

Auf der ſchon erwähnten Hettongrube ſind im Minorſchacht zwei Flötze durchſunken und in Bau genommen; die Waſſerhaltung reicht jedoch von Tage nieder nur bis in das obere Flötz High main, wo ſich ein Sumpf für dieſelbe befindet, in welchen die Waſſer, ſowohl aus dem unter der Schachtſohle liegenden Theile dieſes obern Flötzes, welches durch einen 1000 Yards (437 Preuß. Lachter) langen flachen Schacht aufgeſchloſſen iſt, als auch aus dem untern Flötze Hutton ſeem ausgegoſſen werden, auf dem die Baue die größte Ausdehnung erhalten haben, indem der flache Schacht, unter der Sohle des ſeigern Schachts, auf demſelben eine Länge von 1400 Yards (612 Preuß. Lachter) erreicht hat. Wegen der Größe der Förderung iſt man auf dieſer Grube genöthigt geweſen, zwei Tagesſchächte nahe neben einander abzuteufen, von denen der eine als Kunſt- und Förderſchacht zugleich dient und nur bis in das obere Flötz High main 95¼ Preuß. Lachter abgeteuft iſt; der andere hingegen nur als Förderſchacht bis auf das untere Flötz Hutton ſeem 129⅜ Preuß. Lachter und von der Sohle dieſes letztern fängt der flache Schacht an, deſſen unteres Ende etwa 30 Lachter tiefer liegen mag, bei einem Fallen des Flötzes von 2 bis 3°. Die Waſſerhaltung für dieſen tiefern Feldestheil von Hutton ſeem iſt höchſt unbeträchtlich; am untern Ende des flachen Schachts iſt in das Liegende des Flötzes ein kleiner Sumpf gebrochen, welcher ſämmtliche Waſſerzuflüſſe deſſelben aufnimmt. Aus dieſem werden dieſelben vermittelſt einer Handpumpe in Tonnen gehoben, die auf Geſtellwagen liegen und gerade wie die Kohlenförderwagen durch den flachen Schacht mittelſt einer unterirdiſchen Förderdampfmaſchine bis auf die Sohle des Minorſchachts gebracht und hier in den Sumpf deſſelben ausgegoſſen werden. In dieſem werden auch die Zuflüſſe aus dem obern Felde von Hutton ſeem geſammelt und in Tonnen von etwa 17 Kubikfuß Inhalt, mittelſt der über Tage befindlichen Förderdampfmaſchine, bis in den Sumpf gehoben, der ſich 34 Lachter höher in dem Highmainflötze befindet und aus dem die Pumpen der Waſſerhaltungsdampfmaſchine heben. In dieſen letztern Sumpf fließen die Waſſerzugänge unmittelbar, welche aus dem über der Schachtsſohle des Highmainflötzes liegenden Felde kommen und die aus dem tiefern Felde werden in dem flachen Schacht, eben ſo wie auf dem Hutton ſeem, mittelſt einer unterirdiſchen Dampfmaſchine in Tonnen gehalten. Ganz ähnlich iſt die Waſſerhaltung für die

unter der Schachtſohle liegenden Felder auf der Whingill-Grube bei Whitehaven eingerichtet. Dieſe weniger regelmäßig vorgerichteten Baue ſind theils durch flache Schächte mit Dampfmaſchinenförderung, theils durch einfallende Strecken mit Pferdeförderung mit dem Hauptſchacht in Verbindung; die Waſſerhaltung wird in Tonnen auf Geſtellwagen auf dieſe beiden Weiſen bewirkt. Dieſes Syſtem, jedes Flötz einzeln von dem Kunſtſchacht aus, ohne Verbindung unter einander, auszurichten, gewährt den wichtigen Vortheil, daß alle fernern Ausrichtungsarbeiten, Querſchläge u. ſ. w. vermieden werden. Dies führt bei der Koſtbarkeit der Geſteinsarbeiten nicht allein unmittelbar eine weſentliche Erſparniß herbei, ſondern auch für die Waſſerhaltung in ſo fern, als dadurch die Gelegenheit zur tiefern Erſchrotung der in den obern und tiefern Schichten liegenden Waſſer gänzlich vermieden wird. Dieſe Vortheile ſind unter den angeführten Verhältniſſen ſo groß, daß ſie die Nachtheile einer zuſammengeſetzten Waſſerhaltung und Förderung bei weitem überwiegen. Ganz anders verhält es ſich, wenn die meiſten Waſſerzugänge ſich in dem Tiefſten eines jeden Flötzes einfänden; dann müßte nothwendig für eine beſſere zweckmäßigere Haltung derſelben Sorge getragen werden. Bisweilen findet man wohl kurze Ausrichtungsquerſchläge, die aus den Kunſtſchächten durch das Liegende nach dem abzubauenden Flötze getrieben werden, um eine tiefere Sohle auf demſelben zu faſſen. So iſt auf der Whingillgrube der Williamſchacht 10 Faden ins Liegende des Mainſeenflötzes abgeteuft und ein 75 Faden (65½ Lachter) langer Querſchlag bis ins Flötz getrieben. In Bezug auf die Waſſerhaltung iſt dies Verfahren ſolange von keinem Nachtheil, als in den liegenden Schichten keine neuen Waſſerzugänge erhalten werden, die man ſonſt freilich gar nicht zu gewältigen haben würde. Auf der zu Brades Stahlwerk gehörigen Grube benutzt man einen ſolchen Querſchlag, um den Sumpf auf dem Flötze von dem im Schachte zu trennen. Der Querſchlag ſteht mit dem Schachte nur durch ein Bohrloch von etwas über 2 Lachter Länge in Verbindung, worin ſich eine gußeiſerne 4zöllige Röhre befindet, die mit einem nach dem Schachte hin ſich öffnenden Klappventile geſchloſſen iſt. So lange der Waſſerſpiegel im Schachtſumpfe, woraus die Maſchine hebt, tiefer ſteht, als in der Sumpfſtrecke im Flötze, fließen die Zugänge aus letzterm ungehindert ab. Wenn aber bei periodiſchen Stillſtänden der Dampfmaſchine die Waſſer im Schachtſumpfe wegen der mehreren Zuflüſſe ſchneller aufgehen, ſo verhindert der Klappventil, daß ſie nicht in das Flötz hineintreten können und die Waſſer in der Sumpfſtrecke ſteigen weniger, weil hier geringere Zuflüſſe vorhanden ſind. Die Schachtwaſſer würden auf dieſe Weiſe nicht eher in die Baue eintreten können, als bis ſie ſo hoch aufgegangen ſind, daß ſie den Durchteufungspunkt des Schachtes erreichen. Hierbei erreicht man alle Vortheile einer Trennung der Waſ-

ſerhaltung auf dem Flöß und in dem Schacht und genießt doch den Vortheil, für die erſtere keiner abgeſonderten Vorrichtung zu bedürfen.

Bei den weniger tiefen Gruben im mittleren Theile von England und bei denen, welche auf dem 30 Fuß mächtigen Flöß in Staffordſhire bauen, verfolgt man die Flöze weniger unter die Sohlen der ſeigern Kunſtſchächte, als dies bei den tiefern Gruben im nördlichen Theile von England der Fall iſt; doch bindet man ſich auch dort nicht ſo ſtreng an die Regel, ſohlenweiſe von oben nach unten die Flötzflächen zu verhauen. Im nördlichen England iſt eine Verbindung der Kunſt- und Förderſchächte ganz allgemein und dies beſonders wegen der Koſten der Abteufung; im mittlern England dagegen ſind dieſelben gewöhnlich getrennt, beſonders um die Streckenförderung abzukürzen. Eine Trennung der Kunſtſchächte gewährt zwar manche Vortheile, indeſſen kann man doch nicht ganz allgemein eine Verbindung derſelben mit den Förderſchächten tadeln, ſobald ſie durch Schachtſcheider gehörig von einander getrennt und überhaupt weit genug ſind, um eine jede Arbeit ungehindert darin vornehmen zu können. Wo das Abteufen durch viele Waſſerzugänge gehindert wird, die man abdämmen kann; wo das Kohlengebirge durch mächtige Auflagerungen anderer Gebirgsarten bedeckt wird; wo eine regelmäßige Flötzlagerung eine große Ausdehnung des Grubengebäudes ohne beſchwerliche Ausrichtungskoſten möglich macht: da wird eine Vereinigung der Kunſt- und Förderſchächte nicht tadelnswerth ſeyn.

## VIII. Stollen-Betrieb.

Die Stollenanlagen ſind, wie bereits bemerkt worden, auf den Kohlengruben in England von keiner beſondern Wichtigkeit. Die Verhältniſſe müſſen ſchon ſehr günſtig und eine ſolche natürliche Löſung ganz von der Natur angedeutet ſeyn, wenn man ſich in England dazu verſtehen ſoll. Stollen, die mit einer Schachtförderung wie in Deutſchland häufig verbunden ſind, findet man nirgends, ſondern wo man, von einem gelegenen Punkt aus, Kohlenflötze mit einem Stollen erreichen kann, benutzt man denſelben auch gleichzeitig zur Förderung. Auf den rieſenhaften Eiſenhüttenwerken in der Nähe von Merthyr-Tydwyll, welche in dem tief eingeſchnittenen Thale des Taafefluſſes liegen, ſind die Stollen unmittelbar auf den Hüttenplätzen oder ganz in deren Nähe angeſetzt. Der zu Dowlais gehörige Stollen, welcher aus dem Liegenden ins Hangende querſchlägig aufgefahren iſt, durchörtert in einer Länge von 350 Lachtern nicht weniger als neun bauwürdige Flötze bei einem Fallen von 4—6° und läßt Pfeilerhöhen von 80 bis 100 und mehr Lachter. Unter ſolchem Verhältniſſe konnte wohl von keiner andern Löſung

der Flötze die Rede ſeyn. Bei den wenigen Waſſerzugängen auf den Flötzen geht man auch hier, unmittelbar von den Grundſtrecken aus, mit einfallenden Strecken nieder und man muß alſo noch grö= ßere Pfeilerhöhen als mit dem Stollen gelöſt betrachten. Aus dieſen unter der Stollenſohle liegenden Bauen werden die Waſſer mit Tonnen und Pferdeförderung gehalten. Wo die Thäler die Schich= ten des Kohlengebirges ziemlich rechtwinklich durchſchneiden, wie das Thal des Tawefluſſes oberhalb Swanſea, benutzt man die Gelegen= heit zur Anſetzung von Tagesſtrecken unmittelbar auf dem Ausgehen= den der Flötze und verfolgt dieſe damit im Streichenden ſo weit, als das Aushalten derſelben oder die Beſitzverhältniſſe es geſtatten. Auf der Clydachgrube, eine Meile oberhalb Swanſea, ſetzt man die Tagesſtrecken ſo, daß ſie Pfeilerhöhen von 22 bis 30 Lachter zwi= ſchen ſich erhalten, oder man baut auch wohl zwei ſolcher Sohlen aus einer Tagesſtrecke ab, indem man die obere mit der untern durch eine diagonale Hauptförderſtrecke in Verbindung ſetzt. Die jetzige tiefſte Tagesſtrecke liegt noch etwa 15 Lachter ſeiger über der Thal= ſohle und bei dem ſehr flachen Fallen der Flötze wird man noch mehre darunter anlegen können. Die Sohleneintheilung bei dieſer einfachſten Art der Ausrichtung eines Flötzes richtet ſich theils nach der Art des Abbaues, der dadurch eingeleitet werden ſoll, theils nach der Schwierigkeit und Koſtbarkeit, die Tagesſtrecken offen zu erhal= ten, theils nach den Mitteln der weitern Fortſchaffung der Kohlen, wenn ſie das Mundloch der Tagesſtrecken erreicht haben. Dieſe letz= tere Rückſicht iſt von keinem Belang, wenn die Kohlen durch ge= wöhnliches Fuhrwerk von den Halden abgefahren werden. Wenn aber noch eine Tagesförderung mit der Grubenförderung in unmit= telbarer Verbindung ſteht, wie auf der Clydachgrube, wo ſämmtliche Förderung nach dem Tawe=Kanal geſchafft wird, ſo muß man hier= auf bei der Anlage der Tagesſtrecken Rückſicht nehmen und die Soh= len weiter von einander entfernt nehmen, um die Tagesförderung zu concentriren und länger an einem und demſelben Punkte gebrauchen zu können. Etwas Beſonderes iſt bei der Anlage dieſer Tagesſtrek= ken und Stollen gegen ähnliche Grubenbaue in unſern Gegenden nicht zu bemerken. Die Ausrichtungsarbeiten bei Verwerfungen, Sprüngen und Wechſeln, welche in ſo vielen Gegenden unſerm Steinkohlenbergmann einen ſo reichlichen Stoff zum Nachdenken geben und dem Betriebe ſo weſentliche Hinderniſſe in den Weg legen, kommen bei dem engliſchen Steinkohlenbergbau höchſt ſelten vor. Wie bereits in dem erſten Abſchnitt erwähnt worden iſt, finden ſich die Kohlenflötze in den meiſten engliſchen Kohlenrevieren viel regel= mäßiger gelagert als in den unſrigen, ſo daß man oft Strecken 300 bis 600 Lachter im Streichenden der Flötze aufgefahren findet, mit denen auch nicht ein einziger Sprung getroffen iſt, der das Flötz um ſeine ganze Mächtigkeit verwirft. Vergebens ſieht man ſich in Ober=

ſchleſien und in Saarbrücken nach ähnlichen ungeſtörten Feldern um. Dennoch fehlt es in mehreren engliſchen Revieren nicht an Verwerfungen und zwar an ſehr bedeutenden. Da ſie aber ſo weit von einander entfernt liegen, ſo kann der Bergbau alle daraus entſpringenden Hinderniſſe vermeiden, indem er dieſelben zu Begrenzungen des Betriebes wählt und auf beiden Seiten derſelben Separatbaue führt. Bei den Tiefbauen iſt dieſe Methode, auch nach der natürlichen Beſchaffenheit der Verwerfungen, in Bezug auf die Waſſerzuführung des Gebirges, von beſonderen Vortheilen begleitet. Die Verwerfungsklüfte ſind in der Regel ganz mit Letten ausgefüllt, der von dem Waſſer nicht durchdrungen wird; man kann daher auf der einen Seite derſelben die Flötze abbauen, ohne die Waſſer in dem jenſeitigen von ihrem natürlichen Niveau herabzuziehen und die daſelbſt liegenden Zuflüſſe halten zu müſſen; deshalb vermeidet man es bei dem Tiefbaue ſo viel als möglich, die Verwerfungen zu durchörtern. Daher auch die wenige Kenntniß, welche man in vielen engliſchen Kohlenrevieren von den durchſetzenden Verwerfungen beſitzt; man hält ſich ſo viel als möglich davon entfernt. Außerdem aber wird eine höhlige Ausrichtung der Verwerfungen bei dem überaus flachen Fallen der Flötze in den Hauptrevieren nicht allein überaus lange und koſtbare Querſchläge nothwendig machen, wenn man die zu beiden Seiten liegenden Flötztheile in einen gemeinſchaftlichen Bau ziehen wollte, ſondern es könnte auch häufig der Fall eintreten, daß die Baue dadurch unter fremdes Grundeigenthum verlegt würden, was bei den Beſitzverhältniſſen unſtatthaft iſt. Kleinere Verwerfungen findet man theils ſöhlig, theils durch abfallende oder anſteigende Querſchläge, theils durch Geſenke oder Ueberſichbrechen ausgerichtet. Eine die Flötze im Streichenden durchſetzende und das im Einfallen liegende Stück niederziehende Verwerfung auf der Killiagworthgrube iſt recht zweckmäßig mit einem flachen Schacht ausgerichtet, indem man dieſen oberhalb des Sprunges durch das Liegende getrieben hat, ſo daß man mit einem gleichmäßigen Fallen das tiefere Flötzſtück erreichte.

### IX. Vorrichtung und Abbau im Allgemeinen.

Vorrichtung und Abbau laſſen ſich um ſo weniger von einander trennen, als auf vielen engliſchen Kohlengruben beide zuſammenfallen und die Vorrichtung entweder als Abbau oder umgekehrt der Abbau als Vorrichtung betrachtet werden kann. Die Nothwendigkeit, bei der Gewinnung der Kohlen die Zimmerung und den Verbrauch des Holzes ſo viel als möglich zu beſchränken, hat in England Jahrhunderte hindurch ein höchſt verderbliches Syſtem des Baues auf den meiſten Flötzen herbeigeführt, von dem es nur in den neueſten Zeiten gelungen iſt, ſich los zu machen. Vorzüglich iſt

die Annahme eines beſſern Syſtems des Abbaues den Bemühungen des Herrn Buddle, Direktors der Grube Wallſend bei Newcaſtle, zuzuſchreiben, welches ſich erſt in den letzten 20 Jahren entwickelt und ausgebildet hat. Die meiſten ältern Syſteme, nach denen man noch jetzt den Bau auf vielen Flötzen eingeleitet und eingerichtet findet, beſchränken ſich auf den Betrieb von Vor- und Abbauſtrecken und nehmen auf die Gewinnung der Pfeiler entweder gar keine Rückſicht, oder wenden ſo mangelhafte Mittel an, dieſelben zu ſichern und auszuführen, daß der größte Theil derſelben verloren geht und nicht abgebaut werden kann. Bei dem überaus flachen Fallen der Flötze fand man gar keine Schwierigkeiten, die Förderung in ſchwebenden, diagonalen, ſteigenden und abfallenden und ſelbſt in einfallenden Strecken dem Bau nachzuziehen, ſo daß dadurch eine ſehr große Unregelmäßigkeit der verſchiedenen Streckenſyſteme entſtand. Da nun der Pfeilerabbau nicht eher beginnen ſollte und durfte, bis das ganze Feld, welches durch den Schacht ſeine Löſung erhalten hatte, mit Strecken vorgerichtet war und darüber wohl 15 bis 20 Jahre vergingen, ſo konnte es nicht fehlen, daß ein großer Theil dieſer Strecken bereits verbrochen war, die Pfeiler theilweiſe zerdrückt und durch größere Brüche von den Hauptſtrecken abgeſchnitten wurden, ehe die darin ſtehenden Kohlen gewonnen werden konnten. Die Behinderungen, welche durch Vermehrung der Waſſerzuflüſſe und hauptſächlich durch den in dem überaus weitläuftigen Baue überall ſtockenden Wetterwechſel bis zur Beendigung des Betriebes des Schachtes immer mehr wuchſen, veranlaßten dann häufig ein gänzliches Aufheben aller oder der meiſten noch ſtehenden Pfeiler. Auf dieſe Weiſe konnte man dem Syſteme, welches von vorn herein auf gar keinen Abbau der Pfeiler Rückſicht nimmt, beinahe noch den Vorzug vor denjenigen geben, welche darauf rechneten, ohne die Mittel zur Ausführung zu gewähren, indem bei den erſteren die Gewinnung eines größeren Theiles der ganzen Flötzfläche geſicherter war als bei den letzteren. Denn gibt man gleich bei dem erſten Streckenbetriebe die erſten Pfeiler verloren, ſo läßt man dieſelben nicht ſtärker ſtehen, als es eben nach der Beſchaffenheit des Flötzes, ſeines Hangenden und Liegenden, nothwendig iſt, um als Bergfeſten zu dienen und um dem Drucke hinreichenden Widerſtand entgegen zu ſtellen. Es geht alſo die unter ſolchen Umſtänden möglichſt kleinſte Flötzfläche verloren. Nimmt man ſich dagegen bei der Anlage der Strecken vor, die Pfeiler ſpäterhin ganz oder zum Theil abzubauen, ſo läßt man dieſelben bedeutend ſtärker ſtehen, als es nöthig iſt, um den Druck des Hangenden abzuhalten, um die Gewinnung derſelben lucrativ und möglich zu machen und wenn ſie nun doch verloren, ganz oder zum Theil, ſo iſt der Verluſt größer. So einfach auch eine regelmäßige Vorrichtung und Abbau eines flach gelagerten Kohlenflötzes unter den gewöhnlichen Umſtänden zu ſeyn ſcheint, ſo be-

weiſt doch die Erfahrung beinahe aller Reviere, daß man erſt ſpät und nachdem der Bergbau ſchon eine bedeutende Ausdehnung erhalten hatte, zu ſeiner Einführung gelangt iſt. Der Bau auf den flachen Flötzen des Mont St. Gilles bei Lüttich, die ältern Baue auf flachen Flügeln in der Grafſchaft Mark zeigen alle, daß kein feſter Plan bei dem Streckenbetriebe feſt gehalten und daß ein großer Theil der Pfeiler ſtehen geblieben iſt. Bei ſteilfallenden Flötzen, deren Abbau mit größeren Schwierigkeiten verknüpft iſt, findet man im Betriebe viel mehr Regelmäßigkeit, weil man der Natur der Sache nach die Abbauſtrecken nur parallel und ſöhlig treiben kann. Die großen Verſchiedenheiten, welche bei der Vorrichtung flach und ſteil fallender Flötze ſtattfinden, kommen in England weniger in Betracht, weil nur wenige und kleine Gruben auf ſteilfallenden Flötzen bauen und alles, was über die Gewinnung der Kohlen hier zu bemerken iſt, ſich auf Flötze bezieht, die mit weniger als 5 bis 10° einfallen. Nur in einem Reviere in Stoffordſhire wird ein Flötz von etwa 4 Lachter Mächtigkeit gebaut, in den übrigen Revieren ſchwankt die Mächtigkeit derſelben zwiſchen ½ und 1 Lachter, oder 3 bis 7 Fuß; ſtärkere Flötze von 1½ Lachter oder 10 Fuß gehören hier zu den Ausnahmen und von 2 Lachter Stärke ſind keine darin vorhanden. Der Bau auf noch mächtigern Kohlenmaſſen wie zu Johnſtone in Schottland, der ſeiner Natur nach ganz abweichend von den übrigen iſt, kann dabei nicht in Betracht gezogen werden. Schwächere Flötze von 1½ Fuß Mächtigkeit erlauben ſelten einen großartigen Betrieb darauf zu führen und bieten gewöhnlich dabei der Gewinnung ſo eigenthümliche Vortheile dar, indem die Abfangung des hangenden Druckes ſehr erleichtert wird, daß man auf ſie beinahe überall eine und dieſelbe Abbaumethode angewendet findet; in England, wie in Mons, in Saarbrücken, in der Grafſchaft Mark und zu Obernkirchen im Schaumburgiſchen, treibt man auf ſolchen Flötzen *Strebbau*, bei dem, ſeinen Weſen nach, Vorrichtung und Abbau ein und daſſelbe iſt und die ganze Flötzfläche rein abgebaut wird, ſo daß gar keine Kohlen dabei verloren gehen. Dem Strebbau gegenüber ſteht der *Pfeilerbau*, von dem oben die Rede war. Demſelben geht in allen Fällen, mag das Flötz durch Tagesſtrecken, Stollen oder Schächte gelöſt ſeyn, der Betrieb von Grundſtrecken voran. Von dieſen aus werden, bei dem flachen Fallen der Flötze in England, zur weitern Vorrichtung theils ſchwebende, theils diagonale Strecken und aus dieſen die Abbauſtrecken theils ſtreichend, theils diagonal getrieben, ſo daß zwiſchen denſelben Kohlenpfeiler ſtehen bleiben, die durch kurze Strecken, gewöhnlich von derſelben Breite der Abbauſtrecke, auf eine ſolche Weiſe durchörtert werden, daß die nun zurückbleibenden Pfeiler quadratiſch ſind, eine gleiche Breite und Länge haben. Hierin ſtimmen beinahe ſämmtliche Pfeilerbaue auf Kohlenflötzen mit einander überein. Abweichungen kom-

men nur etwa darin vor, daß die Abbauſtrecken unmittelbar angehauen werden und daß mithin die Grundſtrecke als Vorrichtungsſtrecke zu betrachten iſt. Die Durchhiebe der zwiſchen ihnen ſtehenden Kohlenpfeiler ſind aus dem doppelten Geſichtspunkte der Wetterführung und der Kohlengewinnung zu betrachten. Nach dem erſten ſind ſie nothwendig, könnten aber an Zahl und Breite ſehr vermindert werden; nach dem zweiten geſtatten ſie zwar eine ſehr bequeme Vermehrung des Förderquanti während der Vorrichtung des Feldes, im Anfange des Betriebs, wirken aber höchſt nachtheilig auf einen ſpätern Abbau zurück. Ihre Anlage iſt da von keinem Schaden, wo von vorn herein von der Gewinnung der Pfeiler abſtrahirt wird und nur übertragen auf die Methoden, welche einen Abbau der Pfeiler bewirken ſollen. Auf dieſe Weiſe ſind die Pfeiler von allen vier Seiten frei gemacht, dem ganzen Druck einer großen Fläche des Hangenden ausgeſetzt, bieten zwar bei dem Abbau viele Angriffspunkte, aber nirgends einen feſten und ſichern Stoß dar, welcher einen entſtehenden Bruch aushalten könnte. Bei dem Schleſiſchen, Weſtphäliſchen und Saarbrückenſchen Kohlenbergbau wird auf den meiſten Flötzen ein regelmäßiges Syſtem der Pfeilervorrichtung und des Abbaues befolgt; nur wenige Flötze erfordern ihrer beſondern Beſchaffenheit wegen andere Abbaumethoden, entweder Stoß- oder Strebbau, von denen weiter unten geredet werden wird. Bei dieſem Pfeilerbau gilt es als ein Hauptgrundſatz, daß der Abbau der Pfeiler dem Streckenbetrieb, oder ihre Vorrichtung ſo ſchnell als möglich folgen müſſe. Es iſt dazu eine Eintheilung des Baues erforderlich, welche den Abbauſtrecken eine beſtimmte, durch die örtlichen Umſtände und das Verhalten der Flötze näher bezeichnete Länge vorſchreibt, weil der Abbau des darüber anſtehenden Pfeilers, von den Endpunkten anfangend, in entgegengeſetzter Richtung — rückwärts — betrieben werden muß, um die hinterliegenden Theile der Strecken ſogleich abwerfen zu können. Eine ſolche Eintheilung des Baues richtet ſich hauptſächlich nach dem Fallen und auch wohl nach der eigenthümlichen Beſchaffenheit des Flötzes. Bei ſehr flach gelagerten Flötzen, den Engliſchen am meiſten vergleichbar, werden von der Grundſtrecke aus entweder ſchwebende oder diagonale Vorrichtungsſtrecken getrieben und aus dieſen die Abbauſtrecken entweder nach beiden oder nach einer Seite größtentheils ſtreichend 20,50 auch wohl 100 Lachter lang aufgefahren, wo möglich von oben nach unten anfangend und der Abbau der Pfeiler, immer aber zuerſt beginnend, ſo bald belegt, als die Strecken die ihnen vorgeſchriebene Grenze erreicht haben. In vielen Fällen wendet man auch diagonale Abbauſtrecken an, die unmittelbar aus der Grundſtrecke, oder aus einer ſtreichenden Hauptſtrecke angehauen werden, wie auf den Hauptgruben im Saarbrückenſchen allgemein geſchieht. Man hat hierbei den Vortheil, ſehr ſchnell zum

Pfeilerbau zu gelangen und bei einer großen Menge von dargebotenen Angriffspunkten große Quantitäten liefern zu können, alſo eine gegebene Flötzfläche ſehr ſchnell abzubauen. In allen dieſen Fällen iſt angenommen, daß der Betrieb von der Grundſtrecke oder einer ſtreichenden Sohlenſtrecke ausgeht. Wendet man flache Schächte, einfallende Strecken an, wie auch in England bei dem Baue der unterhalb der Schachtſohle liegenden Felder geſchieht, ſo können die ſtreichenden Abbauſtrecken entweder unmittelbar aus dieſen angeſetzt oder getrieben werden, oder es werden von dieſer aus ſtreichende Sohlenſtrecken aufgefahren und dann der Betrieb nach den ſonſt ſtattfindenden Verhältniſſen eingerichtet, wie oben angegeben iſt. Das erſtere wird gewählt, wenn das von dem flachen Schacht aus abzubauende Feld nur kurz iſt, die ſtreichenden Abbauſtrecken mithin bald ihr Ende erreichen können, um darnach die Pfeiler abzubauen; das letztere, wenn eine große ſtreichende Feldeslänge von dem flachen Schacht aus abgebauet werden ſoll. Die in dem flachen Schacht oder der einfallenden Strecke anzuwendende Fördermethode, ſo wie ihre Verbindung mit der Streckenmethode, iſt ebenfalls von Einfluß auf die Einrichtung des Betriebes, alle übrigen Umſtände gleichgeſetzt.

Die Einrichtung des Baues auf Felder, welche unterhalb der Schachtſohlen liegen, die auf mehrern Gruben bei Lüttich und in dem Worm=Reviere bei Aachen noch im Gebrauch iſt, wobei man mit Abbauen ſogenannter Geſätze ſo tief niedergeht, als eine Pfeiler= und Streckenhöhe beträgt, auf der Sohle deſſelben eine ſtreichende Abbauſtrecke auffährt, von dieſer aus wiederum niedergeht und eben ſo verfährt und auf eine ſolche Weiſe wohl 20 und mehrere Abbauſtrecken treibt, kann nur durch ganz locale Verhältniſſe gerechtfertigt werden, indem ſonſt ein flacher Schacht (im Worm=Reviere ſogenannter Laufſchacht), aus welchem die einzelnen Abbauſtrecken angehauen werden, immer den Vorzug verdient.

Bei ſo flach fallenden Flötzen wie viele der Engliſchen (unter 5°) kann man den Abbauſtrecken auf den Flötzen beinahe jede beliebige Richtung geben, ohne von dem Anſteigen, welches dieſelben dadurch erhalten, gehindert zu werden. In dieſen Fällen iſt es am vortheilhafteſten, dieſelben quer gegen die Schlechten oder Klüfte zu treiben, welche gewöhnlich in großer Menge und einander parallel laufend die Flötze durchſetzen. Man erleichtert dadurch die Gewinnung der Kohlen, befördert den Procentfall an Stückkohlen und gibt den ſtehen bleibenden Pfeilern bei einem gleichen Flächeninhalte die größte Widerſtandsfähigkeit gegen den Druck des Hangenden. Auf vielen Engliſchen Gruben bringt man dieſe Regel in Ausübung. Wo die Klüfte in der Kohle ſehr ausgezeichnet und offen ſind und daher einen ſehr bedeutenden Einfluß auf die Gewinnung der Kohlen äußern, wie in dem Worm=Reviere, das Fallen der Flötze ſelbſt auf den flachen Flügeln von 15 bis 30° viel zu ſtark iſt, als daß man

die Abbauſtrecken in einer andern Richtung als im Streichen auf-fahren könnte, ſucht man ſich den Vortheil, der aus einer rechtwinklichen Durchbrechung der Klüfte entſpringt, dadurch zu verſchaffen, daß man den Ortsſtoß in einer ſchrägen Richtung gegen die Strecken und den Klüften parallel hält. Bei breiten Strecken werden hierdurch beinahe alle Vortheile erreicht, welche die Richtung der Abbauſtrecken ſelbſt in dieſer Beziehung gewähren kann. Die Breite der Abbauſtrecken iſt hauptſächlich von der Beſchaffenheit des Hangenden und Liegenden des Flötzes und von der Menge der Bergmittel abhängig, welche bei der Kohlengewinnung mit herein gewonnen werden müſſen. Dieſelben werden mit Rückſicht auf dieſen letztern Umſtand wenigſtens immer ſo breit gefaßt werden müſſen, daß die Berge in der Strecke ſelbſt Raum finden und keine beſondere Bergförderung dabei ſtattfinden darf; in Bezug auf den erſten Umſtand treibt man ſie in einer ſolchen Breite, als ihre Offenerhaltung erlaubt; je beſſer das Hangende und Liegende iſt, je größere Flächen deſſelben entblößt werden können, ohne Zimmerung zu bedürfen, deſto breiter nimmt man die Abbauſtrecken. Der Engliſche Steinkohlenbergbau wird ganz vorzüglich durch die Feſtigkeit und Haltbarkeit des die dortigen Flötze begleitenden Nebengeſteins begünſtigt; in den meiſten Gruben ſtehen die Abbauſtrecken ganz ohne alle Zimmerung und nur in wenigen braucht man hie und da einige Stempel, um die Schale des Hangenden abzufangen. Fortlaufende Reihen von Stempeln, oder gar Kappen mit Stempel unterfangen und mit Pfählen darüber verzogene Firſten und Stöße, wie auf den meiſten Deutſchen Gruben ſieht man dort nirgends. Bei der großen Aehnlichkeit der Geſteinsmaſſen des Kohlengebirges in England und bei uns ſollte man beinahe zu der Annahme verleitet werden, daß die Feſtigkeit und Haltbarkeit des Nebengeſteins theils mit der ſehr regelmäßigen Lagerung des Kohlengebirges in England, theils aber auch mit der großen Teufe zuſammenhinge, worin die dortigen Baue zum größten Theile angelegt ſind. Dieſe letztere Annahme würde auch für uns die erfreuliche Ausſicht eröffnen, daß ſich der nothwendige Holzverbrauch beim Abbau der Flötze vermindern würde, je mehr der Betrieb in die Teufe vorrückt. Auf ſteiler fallenden Flötzen kommt noch die Rückſicht auf die Fortſchaffung der vor Ort gewonnenen Kohlen bis in die Förderſtrecke bei der den Abbauſtrecken zu gebenden Breite hinzu und verhindert, hierbei ein gewiſſes Maas zu überſchreiten. Da die Abbauſtrecken den Zweck haben, die darüber anſtehenden Pfeiler zur Gewinnung vorzurichten, ſo müſſen die Förderbahnen an dem ausgehenden Stoße gehalten werden; die beim Streckenbetriebe ſelbſt fallenden Kohlen müſſen daher aufwärts bis zur Förderbahn geſchafft werden, um ſie hier einladen zu können. Dieſe Rückſicht fällt auf den ſehr flach gelagerten Flötzen beinahe ganz fort, indem es hier ziemlich gleichgültig iſt, ob die Kohlen vor

Ort herauf oder herunter geſchafft werden und ſich auch Einrichtungen mit Leichtigkeit treffen laſſen, um die Fördergefäße vor Ort unmittelbar da hinzuſchaffen, wo die gewonnenen Kohlen liegen. Sehr weſentlich iſt bei der Beſtimmung der Streckenbreite die Rückſicht, ob die Abbauſtrecken vorzüglich als eine Vorrichtung für den nachfolgenden Pfeilerabbau angeſehen werden, oder ob die Kohlengewinnung, die aus ihrem Betrieb entſteht, die Hauptſache iſt. In dem erſten Falle wird man dieſelben ſo wählen, daß daraus die Pfeiler am ſicherſten und bequemſten angegriffen werden können, ohne durch eine zu geringe Breite Nachtheile für ihren Betrieb ſelbſt ſich zuzuziehen; in dem letztern Falle treibt man dieſelben ſo breit, als es nur die Umſtände erlauben wollen. Es iſt hieraus erſichtlich, daß ſo viele Bedingungen bei der Wahl der zweckmäßigſten Streckenbreite zu erfüllen ſind, daß ſich etwas Allgemeines darüber kaum feſtſetzen läßt, indem dieſelben einander bisweilen aufheben und widerſprechen; ſondern daß nur aus dem Zuſammenfaſſen aller örtlichen Verhältniſſe in jedem einzelnen Fall ein beſtimmtes Urtheil, was gerade hier das Zweckmäßigſte iſt, gefällt werden kann, wie bei ſo vielen andern Gegenſtänden, die die Praxis des Bergbaues betreffen.

Rückſichtlich des Pfeilerbaues finden in England daher folgende Verſchiedenheiten ſtatt: 1) breiter Streckenbetrieb; die Pfeiler zwiſchen demſelben ſind nicht ſtärker als es zur Unterſtützung des Hangenden eben nothwendig iſt (**Working by post and stale**), und bleiben gänzlich als Bergfeſten ſtehen; 2) minder breiter Streckenbetrieb; die Pfeiler ſind ſtärker, als es zur Abhaltung nothwendig iſt; dieſelben ſind zu einer künſtlichen Gewinnung beſtimmt, nach der ein ganzes Schachtfeld vorgerichtet iſt und werden wenigſtens theilweiſe durch eine nochmalige Durchörterung gewonnen; 3) ſchmaler Streckenbetrieb und breite Pfeiler, deren Abtheilung in einzelnen Feldesabtheilungen rückwärts von hinten nach vorn bewirkt wird (**pannel work**).

Sobald Kohlenflötze ſo nahe an einander liegen, daß durch den Abbau und die Vorrichtung derſelben das Obere dadurch zu Bruche gehen würde oder ſeinen Abbau ſehr erſchwert, liegt die Regel ſehr nahe, die Flötze vom Hangenden nach dem Liegenden anzugreifen und abzubauen. Wenn dieſelben aber ſo weit von einander entfernt, daß ein ſolcher Schaden dabei nicht zu befürchten, ſo läßt man ſich gewöhnlich in England durch andere Rückſichten leiten, vorzugsweiſe das eine und das andere zu dem erſten Angriff zu beſtimmen; daß hier häufig die beſten und vorzüglichſten Flötze gewählt werden, iſt ſehr natürlich und kann im Allgemeinen durchaus nicht getadelt werden, ſo lange wir Flötze für unbauwürdig erklären, deren Kohlen zwar eben ſo gute Dienſte leiſten, als die, welche gefördert werden, deren Gewinnung aber eben ſo viel, oder mehr koſtet, als der Verkaufspreis beträgt.

Ehe wir jedoch zu der Betrachtung der eigentlichen Abbaumethoden übergehen, müſſen wir noch mit Hilfe von Abbildungen einige von den erwähnten und einige noch nicht erwähnte Verhältniſſe der Vorrichtung und des Abbaues im Allgemeinen zu erläutern ſuchen.

Wir wollen annehmen, daß ein einzelnes Flötz in Abbau genommen werden ſolle. Sobald man es mit einem Schacht ausgerichtet und durchſunken hat, welchen Schacht man den Haupt- oder auch, da er ſtets zur Waſſerhaltung angewendet, den Kunſt- oder Maſchinenſchacht (Engine pit) nennt, beginnt man zuvörderſt von demſelben aus die Vorrichtungsbaue. Liegt das Flötz nicht ſehr tief unter Tage, ſo beſtehen die Vorrichtungsbaue darin, daß man: 1) einen zweiten Schacht, einen Förderſchacht (Bye pit) treibt, der das Flötz in einer geringern Tiefe trifft, als der Maſchinenſchacht; 2) daß man eine 6 bis 8 Fuß breite ſchwebende Strecke treibt, welche das Tiefſte beider Schächte mit einander in Verbindung ſetzt; 3) daß man von dem Tiefſten des Maſchinenſchachtes aus auf dem Streichen des Flötzes von dem einen Ende des Grubenfeldes bis zum andern eine Strecke, die ſogenannte Grund- oder Sumpfſtrecke (deep head level), treibt.

Die ſchwebende Strecke wird zuweilen in gerader Richtung von einem Schacht zu dem andern getrieben, ein ander Mal bildet ihre Richtung einen rechten Winkel mit den natürlichen Spaltungen der Kohle und man fährt damit auf, bis daß man in ein gleiches Niveau mit dem Förderſchaft gelangt. Man verbindet alsdann die Strecke und den letztern Schacht mittelſt eines ſtreichenden, d. h. eines Orts, welches den natürlichen Spaltungen parallel läuft.

Fig. 19, Taf. 17 ſtellt dies dar. **A** iſt der Maſchinen-, **B** der Förderſchacht; **A C** die ſenkrecht auf die Spalten und **C B** die parallel derſelben getriebene Strecke. Wir werden weiter unten ſehen, aus welchem Grund es zweckmäßig iſt, daß dieſe Strecken die Spaltungen des Kohls rechtwinklich durchſchneiden oder eine parallele Linie verfolgen.

Sobald die ſchwebende Strecke vollendet iſt, ſtellt ſich ein Wetterwechſel her, indem die Luft durch den einen Schacht einfällt und durch den andern wieder auszieht.

Man treibt darauf die ſtreichende Grundſtrecke, welches, da die Sohle gewöhnlich wellenförmig iſt, mit großer Sorgfalt und von geübten Arbeitern ausgeführt werden muß. Auf Flötzen von mittlerer Mächtigkeit macht man die Grundſtrecke etwa 6 Fuß breit. Die natürlichen Spaltungen des Kohls läßt der Bergmann unberückſichtigt und ſeine vorzüglichſte Sorge iſt die, dahin zu ſehen, daß er eine horizontale Streckenſohle führt.

Um einen Pfeilerbau mit breitem Streckenbetrieb vorzurichten, beginnt man damit, auf dem Flötz ſelbſt, nach deſſen gan-

zer Höhe, ſchwebende, einander parallele Strecken zu treiben, welche durch Mauern von Kohl von einander getrennt ſind und dieſe werden wiederum durch ſtreichend getriebene Strecken oder Oerter, die einander auch genau parallel ſind, durchſchnitten, ſo daß Pfeiler von dem Kohl entſtehen, entweder nur in einem Theil oder in dem ganzen abzubauenden Grubenfelde. Man nennt dieſe Strecken, mittelſt deren Betrieb Kohlengewinnung ſtattfindet, im Allgemeinen **Abbauſtrecken** (**rooms, thirlings, boards**), die, welche die Kohlenmaſſen in der Quere durchſchneiden, **Quer-** oder **Theilungsörter**.

Man gibt dieſen Pfeilern entweder nur die zum Tragen des Daches erforderliche Stärke und läßt ſie dann ſtehen, wodurch ein bedeutender Verluſt an Kohl entſteht; oder man gibt ihnen ſtärkere Dimenſionen und nachdem man ein gewiſſes Grubenfeld auf dieſe Weiſe mittelſt ſich durchſchneidender Strecken in Pfeiler abgetheilt hat, vermindert man deren Stärke oder nimmt ſie gänzlich weg, indem man mit demjenigen beginnt, der am entfernteſten von dem Hauptſchacht und in deſſen Nähe aufhört. Man nennt dieſe Arbeit das **Rauben**. Es wird dabei das Nachſtürzen des Dachs durch einzuſetzende Stempel von hinlänglich ſtarkem Holze verhindert, die man alsdann mit gehöriger Vorſicht wieder wegnimmt. Die abgebaueten Räume verſtürzen alsdann.

Bei dem **Strebbau** werden die Kohlen, indem man mit dem Betriebe vorrückt, ganz rein gewonnen, ohne daß Pfeiler ſtehen bleiben. Das Nachſinken des Dachs verhindert man durch Stempel, führt hinter ſich Bergverſatz auf und läßt die erforderlichen Strecken zur Förderung und zum Wetterwechſel nach dem Schacht zu offen. Sowohl der Streb- als auch der Pfeilerbau kann auf ſehr mannichfache Weiſe, je nachdem es die Umſtände erfordern, modificirt werden.

Der Pfeilerbau iſt bei allen Flötzen von der erwähnten Beſchaffenheit anwendbar. Strebbau kann auf Flötzen, deren Mächtigkeit 6 oder 7 Fuß überſteigt nicht geführt werden, er iſt am zweckmäßigſten auf 4 bis 5 Fuß mächtigen Flötzen.

Pfeilerbau, bei welchem man die Pfeiler zu Sicherung des Daches ſtehen läßt, treibt man nur auf Flötzen, die nicht tiefer als 70 Faden (à 6 Fuß Engl. Maas) liegen; bei tiefer liegenden Flötzen müßte man, des ſtarken Druckes des aufliegenden Gebirges wegen, die Pfeiler zu ſtark machen.

Iſt das Sohlgeſtein nicht feſt, das Flötz und das Dach dagegen feſt, ſo müſſen die Pfeiler ſehr ſtark bleiben, damit ſie nicht in die Sohle eindringen, damit kein Aufblähen, oder keine Hebung des Bodens der Strecke ſtattfindet (**a creep** im Engl., Fig. 20). — Iſt dagegen das Flötz brüchig und mit ſehr vielen ſtarken Schlechten durchzogen, ſo muß man ebenfalls ſtarke Pfeiler ſtehen laſſen, weil ſie ſonſt von dem Druck des Dachgeſteins zerdrückt und Brüche des

letztern entſtehen würden (a crush, Fig. 21). — Iſt das Dach brüchig, ſo müſſen die Pfeiler ſtark und die Strecken eng ſeyn. Um daher jenen die möglichſt geringſten Dimenſionen zu geben, muß nicht allein das Flötz in geringer Teufe unter Tage vorkommen, ſondern es müſſen auch ſowohl Dach als Flötz und Sohle feſt ſeyn.

Läßt man Pfeiler zur Sicherung des Daches ſtehen, ſo verliert man dadurch ein Drittel oder wenigſtens ein Fünftel Kohle, welches um ſo bedeutender iſt, je weniger Werth ſie haben. Man wendet daher dieſe Abbaumethode, ſelbſt in den Fällen, wo es ohne Gefahr geſchehen kann, nur ſehr ſelten an.

Faſt immer iſt es daher zweckmäßiger, auch die Pfeiler auf die angegebene Weiſe weg zu nehmen, indem man ſie von hinten nach vorn raubt und das Dach dann zu Bruche gehen läßt, oder daß man den Strebbau anwendet. Nur bei ſehr mächtigen Flötzen muß man oft Pfeiler ſtehen laſſen, wie die weiter unten angeführten ſpeciellen Beiſpiele näher nachweiſen.

Führt man Pfeilerbau, ſo iſt es von Wichtigkeit, daß die ſchwebenden und die Querſtrecken, welche einander durchſchneiden, die einen ſenkrecht auf die Richtung eines der Syſteme der natürlichen Spaltungen (Cleavages) oder Klüfte, die andern nach dieſer oder nach einem andern Syſtem von Klüften, welches das erſtere durchſetzt, getrieben werden, mag der Durchſchnittswinkel auch noch ſo ſpitz ſeyn. Indem man auf dieſe Weiſe verfährt, erhält man ſehr leicht den Parallelismus der nach derſelben Richtung aufzufahrenden Strecken und man erlangt Pfeiler, die bei einer gegebenen Oberfläche den größtmöglichen Widerſtand leiſten.

Selten findet ſich eine von den natürlichen Spaltungen oder Klüften genau in der Stellung des Pfeilers; jedoch iſt dies von geringer Wichtigkeit, ſobald als bei dem Abbau eine Linie verfolgt wird, die dem einen dieſer Syſteme von Klüften genau parallel iſt. Ein ſolches Verfahren iſt hauptſächlich dann erforderlich, wenn die Pfeiler nur ſo ſtark ſind, als es zum Widerſtehen des Drucks durchaus erforderlich iſt, oder wenn ſich die Dimenſionen nicht weit davon entfernen. Minder wichtig iſt es dagegen, dieſen Parallelismus zwiſchen den Strecken und den Klüften zu beobachten, wenn man ſtarke Pfeiler ſtehen läßt, die dann ſpäter weggenommen werden. Zweckmäßig iſt es aber unter allen Umſtänden, denn wenn die Fronten der Pfeiler nicht mit den Kluftflächen parallel ſind, ſo löſen ſich bei ſtarkem Druck des Hangenden und wenn die Luft eine ſtarke Einwirkung auf die Pfeiler hat, bedeutende Maſſen von denſelben ab.

Die Grundſtrecke durchſetzt die Klüfte oft unter ſehr verſchiedenen Winkeln. Die in der Nähe dieſer Strecke ſtehen gelaſſenen Pfeiler müſſen ſo berechnet ſeyn, daß ſie die gehörige Feſtigkeit darbieten, indem man die ſchiefe Richtung der einen von ihren Flächen

Digitized by Google

zu der der Strecke berückſichtigt (ſiehe Fig. 22, Taf. 17). Auch iſt es zweckmäßig, in der Nähe der Grundſtrecke eine Reihe ſehr ſtarker Pfeiler ſtehen zu laſſen, damit dieſe Strecke auch in dem Fall geſichert iſt, daß durch einen Zufall die Pfeiler in dem benachbarten Theile der Grube zu Grunde gingen.

Wir wollen nun zuvörderſt noch einige allgemeine Bemerkungen über den Pfeilerabbau machen. Wir wollen annehmen, daß das Flötz in geringer Tiefe unter Tage liege. Fig. 23, Taf. 17 gibt uns einen Begriff von einer der einfachſten Methoden, den Pfeilerabbau zu betreiben. **A** iſt der Maſchinen-, **B** der Förderſchacht, **C D** die Grundſtrecke, **A B** die erſte ſchwebende Strecke. Dieſe beiden Strecken werden zu gleicher Zeit getrieben und erſt dann, wenn ſie eine gewiſſe Länge erreicht haben, beginnt man den Betrieb der ſchwebenden Abbau- und den der ſtreichenden Querſtrecken. Mit dem Betriebe jener beiden Haupt-Vorrichtungsörter muß man immer voraus ſeyn, damit, wenn man einen Rücken oder einen Geſteingang (Dyke) trifft, man hinreichende Zeit hat, ſie zu durchörtern, ohne deshalb den Betrieb aufzuhalten.

Die Abbauſtrecken, ſowohl die ſchwebenden, als auch die ſtreichenden, werden nach und nach betrieben, ſo daß die dem Schacht am nächſten liegenden immer am weiteſten vorgerückt ſind, wie man aus der Fig. 23 deutlich erſehen kann. Man treibt zuerſt die ſchwebenden Strecken, wie in Fig. 23 angedeutet, wenn die Kohlengewinnung in dieſer Richtung leichter iſt, oder zuerſt die ſtreichenden (von der erſten ſchwebenden Strecke **A B** aus), wenn die entgegengeſetzten Verhältniſſe ſtattfinden.

Vorrichtungs- und Abbauſtrecken endigen entweder an den obern Punkten der Flötze, oder da, wo die Bauwürdigkeit derſelben aufhört, oder da, wo man auf große Rücken ſtößt, oder endlich an der Gränze des Grubenfeldes.

Man vermehrt die Anzahl der Schächte, wenn die Umſtände es erfordern, oder wenn es die Berechnung der Anlagekoſten geſtattet. Wenn die Entfernung der Flötze vom Tage nicht mehr als 60 Lachter beträgt, ſo hat die Anlage von Schächten weder Schwierigkeiten, noch erfordert ſie bedeutende Koſten. Bei großer Tiefe der Flötze aber und bei ſchwierigen Umſtänden des Schachtabteufens, in welchem Fall daſſelbe ſehr koſtbar wird, begnügt man ſich mit einem Schachte, der in mehrere Abtheilungen zerfällt, die zur Fahrung, Waſſerhaltung, Förderung und zur Wetterführung benutzt werden.

Wenn die abzubauenden Flötze 75 bis 150 Lachter unter Tage liegen, ſo treibt man die erſte ſchwebende und die Grundſtrecke unter Beachtung gewiſſer Vorſichtsmaasregeln, die wir weiter unten beim Wetterwechſel näher nachweiſen werden. Der Betrieb der Abbauſtrecken und die Stärke der Pfeiler muß nach dem Druck- des

Hangenden, nach den außerordentlichen Ausgaben, welche das Schachtabſinken erfordert und endlich nach den Vorſichtsmaasregeln, welche die Sicherheit der Arbeiter, ſo wie die des Erfolgs der Unternehmung ſichern, verändert werden.

Zu Newcaſtle wendet man beim Abbau tief liegender Flötze die ſchon oben erwähnte, dort Pannelwork genannte Methode mit ſchmalen Strecken und breiten Pfeilern an. Das ganze Grubenfeld wird nämlich in eine gewiſſe Anzahl Abtheilungen getheilt, die auf allen Seiten von Pfeilern von 40 bis 50 Yards (à 3 Fuß) Breite umgeben ſind. Durch dieſelben werden Förder- und Wetterſtrecken getrieben, um im Innern dieſer Abtheilung die eigentlichen Pannelworks vorzurichten. Mittelſt der Wetterſtrecken werden alle beſonders benannte Abtheilungen mit dem Wetterſchacht in Verbindung geſetzt.

Fig. 24 ſtellt einen Theil von einem ſolchen Steinkohlenbergwerk mit vier Abtheilungen vor und um dieſe Abbaumethode ſo deutlich als möglich zu machen, nehmen wir an, daß die geneigten Strecken ſchwebend, d. h. ſenkrecht auf dem Streichen getrieben worden ſind. **A** iſt der in drei Abtheilungen getheilte Schacht, von denen eine zur Waſſerhaltung, die andern beiden aber zur Förderung und auch zur Wetterloſung dienen. Die kalte Luft fällt in die eine Abtheilung ein und die warme zieht aus der andern, in deren Tiefſten ein Wetterofen angebracht worden iſt, aus. **B C** iſt die Grundſtrecke; **A E** die ſchwebende Strecke; **K** ſind die eine in Pannelworks getheilte Abtheilung umgebenden Pfeiler; **D** iſt eine Abtheilung, in welcher die Abbauſtrecken erſt noch im Betriebe begriffen ſind; **Z** eine andere Abtheilung, in welcher ſchon ein Theil der breiten Pfeiler abgebaut, ein Theil des Hangenden ſchon hereingegangen, ein anderer noch mit Stempeln unterſtützt iſt.

Der Verluſt an Kohlen bei dieſer Abbaumethode beträgt ſelten mehr als ein Sechſtel. Die Pfeiler ſind 12 Yards breit und 24 Yards lang, die Abbauſtrecken dagegen ſind ſchmal. Die mit den langen Seiten der Pfeiler parallelen Abbauſtrecken (**Boards**), die ſchwebend geführt ſind, d. h. ſenkrecht auf dem Streichen des Flötzes ſtehen, ſind 4 Yards (12 Fuß) breit, dagegen die Querörter (**Rooms**), welche ſtreichend getrieben ſind, die ſchwebenden Abbauſtrecken mit einander verbinden und hauptſächlich zur Wetterführung dienen, nur 5 Fuß Breite haben. Die die verſchiedenen Abtheilungen umgebenden Pfeiler dienen im Allgemeinen zur Sicherung. Wenn z. B. in der einen Abtheilung das Dach zu Bruche geht, ſo verhindern ſie die Fortpflanzung dieſes Bruchs in die benachbarte Abtheilung.

Soll *geraubt* werden, ſo nimmt man eine Pfeilerreihe in der größtmöglichen Entfernung von dem Schacht und in der entfernteſten Abtheilung weg und ſichert das Hangende des Flötzes mit

Digitized by Google

dicht neben einander geſtellten Stempeln. Das Rauben wird auf dieſe Weiſe fortgeſetzt, bis daß man eine groſse Abtheilung von etwa 4000 Quadrat=Yards vollſtändig abgebaut hat. Es hängt alsdann eine prismatiſche Gebirgsmaſſe, welche die obige Fläche zur Baſis hat und deren Mächtigkeit mehr als 130 Lachter betragen kann, auf den die Abtheilung umgebenden Pfeilern, denn man muß nicht glauben, daß die Stempel dieſe ungeheure Maſſe zu tragen vermögen. Dieſe dienen nur zur Unterſtützung der das Dach bildenden Schicht.

Sobald nun ein Raum von etwa 1000 Quadrat=Yards Oberfläche rein abgebaut worden iſt, werden auch die Stempel geraubt, welches eine ſehr gefährliche Arbeit iſt. Es geſchieht auch von hinten nach vorn zu und die Bergleute laſſen keinen ſtehen, ſondern hauen die zu feſt ſtehenden mit der Axt um. Das Dachgeſtein bricht ſogleich nach. Es bleiben daher nur hin und wieder einige dünne Kohlenpfeiler an ſolchen brüchigen Stellen ſtehen, die Gefahr drohend waren. — Auch die Pfeiler, welche die Abtheilungen umgeben, werden zuletzt weggenommen, ſo daß nur ſehr wenig Kohl verloren geht.

Nach dieſem Allgemeinen wenden wir uns nun zu einigem Speciellen über die verſchiedenen Pfeilerabbau=Methoden, indem von dem Strebbau nachdem die Rede ſeyn wird.

## X. Betrieb breiter Strecken.

Die Vorrichtung mit breiten Strecken, als die in England am meiſten angewendete, verdient zuvörderſt einer näheren Betrachtung.

Auf der Clydachgrube, Fig. 25. Taf. 17., in Süd=Wales werden auf dem 5—5½ Fuß mächtigen Flötze, welches höchſtens 5° fällt, aus der Grund= oder ſtreichenden Hauptförderſtrecke unmittelbar diagonale Abbauſtrecken von 6 Yards (etwa 2¾ Lachter) Breite getrieben, die bei dem flachen Fallen nur ein ſehr geringes Anſteigen von 2—2½° erhalten. Die dazwiſchen liegenden Pfeiler, welche 10 Yards (4¾ Lachter) Stärke erhalten, werden durch beinahe im Streichen getriebene Strecken von 2¾ Lachter Breite durchörtert, welche 4¾ Lachter von einander entfernt ſind. Dieſe Strecken erhalten nur da, wo es erforderlich iſt, Stempel. Die Grundſtrecken und Hauptförderſtrecken, welche etwa 220 Lachter Länge erreicht haben, ſind ebenfalls 2¾ Lachter breit getrieben, ſtehen theils in Gewölbmauerung, theils in Stoßmauerung oder im feſten Kohl. Die bei dem hie und da erforderlichen Nachreißen fallenden Berge ſind an beiden Stößen verſetzt. Auf dieſe Weiſe wird das ganze Feld vorgerichtet, ehe man zu dem Abbaue der Pfeiler übergeht. Der Flächeninhalt der Strecken beträgt hierbei 61 und der Flächeninhalt der ſtehen gebliebenen Pfeiler 39 Prozent der ganzen Flötzfläche. Die Pfeiler würden eine für

den Anbau, bei dem ganz vorzüglich Hangenden, ſehr geeignete Breite haben, wenn dieſelben nicht durch die vielen Querörter unganz gemacht worden wären. Die Fläche der diagonalen Abbauſtrecken beträgt nur 37 Prozent der ganzen Flötzfläche und hiermit begnügt man ſich nicht für den erſten Angriff des Flötzes, weil man aus Erfahrung weiß, wie wenig ſicher auf den Pfeilerabbau zu rechnen iſt. Eine Verminderung der Quer- oder Theilungsörter würde zwar anfänglich weniger Kohlen aus demſelben Felde liefern laſſen, ſich aber durch Erleichterung des Pfeilerabbaues ſpäterhin reichlich erſetzt machen. Eine Breite von $2\frac{3}{4}$ Lachter genügt bei dem $\frac{3}{4}$ Lachter mächtigen Flötze für eine leichte Gewinnung der Kohlen und würde bei breitern Strecken der Hauer um ſo weniger im Stande ſeyn, mehr zu leiſten, als er dann wenigſtens mit einiger Zimmerung beſchäftigt werden würde.

Auf der Dowlais-Grube, ebenfalls in Süd-Wales, Fig. 26, wo 3 bis 8 Fuß mächtige Flötze gebaut werden, treibt man ſchwebende oder etwas diagonale Vorrichtungsſtrecken, in Entfernungen von einigen 40—50 Lachter (100—120 Yards); dieſelben erhalten gegen 200 Yards (87 Lachter) Länge. Aus denſelben werden ſtreichende Abbauſtrecken von 3 bis $3\frac{1}{2}$ Lachter (7 bis 8 Yards) Breite getrieben, zwiſchen denen ſchmale Pfeiler von 4—5 Yards ($1\frac{3}{4}$ bis $2\frac{1}{4}$ Lachter) Stärke ſtehen bleiben. Dieſe Pfeiler ſind ſelbſt zu ſchmal, um regelmäßig durch Querörter getheilt zu werden, nur der Wetter wegen durchhaut man dieſelben hie und da. Der Flächeninhalt der Strecken beträgt $62\frac{1}{2}$ Prozent von der geſammten Flötzfläche und wird auf eine ſehr leichte Weiſe und ſehr ſchnell nach wenigen Vorbereitungen gewonnen; dagegen ſind die in den Pfeilern ſtehen bleibenden $37\frac{1}{2}$ Prozent der Flötzfläche auf immer, ohne alle Hoffnung auf irgend eine ſpätere Gewinnung verloren.

In dem Prinzip iſt dieſes Abbauſyſtem demjenigen gleich, welches man auf der Haiggrube bei Wigan in Lancaſhire, Fig. 27, auf welcher das 2—3 Fuß mächtige Kennelkohlenflötz aus einem 45 Lachter tiefen Schacht gebaut wird, befolgt. Die Grundſtrecke und die ſtreichenden Hauptſtrecken, welche mit dieſer durch Hauptförderdiagonalen verbunden ſind, erhalten nur $\frac{7}{8}$ Lachter (2 Yards) Breite. Aus dieſen werden diagonale beinahe ſchwebende Abbauſtrecken von $4\frac{1}{2}$ Yards (2 Lachter) Breite 60—80 Yards (26 bis 35 Lachter) lang getrieben. Die zwiſchen dieſen Strecken ſtehen bleibenden Pfeiler haben nur eine Strecke von $1\frac{1}{2}$ Yards ($\frac{5}{7}$ Lachter oder genauer $53\frac{1}{2}$ Zoll) und dieſe dürfte wohl nur bei ſo gering mächtigen Flötzen und bei ſo feſten Kohlen, wie die Kennelkohle, irgend anwendbar ſeyn. An einen Abbau dieſer ſchwachen Pfeiler kann natürlich nicht gedacht werden.

Die ſtreichenden Strecken erhalten gegen 130 Lachter Länge, ſo daß die Schächte etwa 260 Lachter im Streichenden aus einander ſtehen, was mit ihrer Tiefe in einem natürlichen und richtigen Verhältniſſe zu ſtehen ſcheint. Die ſtehen bleibenden Pfeiler nehmen nur $\frac{1}{4}$ der ganzen Flötzfläche ein und es ſtellt ſich daher auf dieſer Grube ein vortheilhafteres Verhältniß der abzubauenden Fläche heraus, als bei den anderen früher betrachteten Gruben, was nicht in dem Syſteme, ſondern in der geringen Mächtigkeit des Flötzes, in der Feſtigkeit der Kohle begründet iſt. Holzerſparniß iſt in dieſem Falle die einzige Rückſicht, der dieſe auf immer verlorenen Pfeiler zum Opfer gebracht werden, denn bei der geringen Stärke derſelben iſt es nicht wahrſcheinlich, daß ſie lange Zeit hindurch im Stande ſind, Brüche des Hangenden zu verhüten, die unter ſolchen Verhältniſſen ſehr unregelmäßig entſtehen und in Hinſicht auf die Zuführung der Waſſer vielleicht noch nachtheiliger wirken, als wenn durch einen reinen Abbau ſich das Hangende feſt zuſammenſetzt.

## XI. Pfeilerabbau.

Auf der Grube Killingworth bei Newcaſtle am Tyne, Fig. 28 Taf. 17., wurde bei deren Beſuch durch die Herren v. Oeynhauſen und v. Dechen Abbau geführt und zwar: Das Flötz (**High main seem**) iſt 6 Fuß ($\frac{3}{4}$ Lachter) mächtig, hat theils feſten Sandſtein zum Hangenden, theils eine Lage von 1—1½ Fuß Schieferthon, welcher in den Strecken hereingeſchlagen werden muß, weil er ſich nicht hält. Das Schachtsfeld, man kann eigentlich ſagen, das geſammte Grubenfeld, wenigſtens dasjenige, welches in einen zuſammenhängenden Bergbauplan gefaßt wird, war durch Streckenbetrieb vorgerichtet und auf Pfeiler geſetzt worden, bevor man zu dem Abbau derſelben übergegangen war. Zwiſchen dieſen beiden Arbeiten lag ein Zeitraum von 15 Jahren; die ſämmtlichen Abbauſtrecken waren in demſelben zu Bruch gegangen und es mußte nun ein neues Syſtem von Strecken getrieben werden, um zu den Pfeilern zu gelangen und deren Abbau einleiten zu können. Hierbei konnte die Anwendung der Zimmerung gar nicht umgangen werden und die Aufwältigung der zu durchörternden alten Strecken verurſachte viele und koſtbare Hilfsarbeit. Das zuerſt durchgeführte Syſtem beſteht in Abbauſtrecken von 4 Yards (1¾ Lachter) Breite, welche gewöhnlich ſteigend aus den ſtreichenden Hauptförderſtrecken aufgefahren ſind, welche Pfeiler von 10 Yards (4⅜ Lachter) Stärke zwiſchen ſich laſſen. Dieſe letzteren ſind durch Querörter von 2½ Yards (1⅛ Lachter) Breite getheilt, die in Entfernung von 20 Yards (8¾ Lachter) von einander angeſetzt ſind. Bei dem Zubruchegehen dieſer Strecken, in denen die vielen kleinen Kohlen, die nicht mit gefördert werden, da ſie keinen Abſatz finden, verſetzt ſind, haben auch die

Pfeiler gelitten und ſind an ihren Rändern unganz, zerklüftet und durch die Einwirkung des Wetterzuges ganz unbrauchbar geworden. Das Kohl ſieht roſtig aus, hat ſeine Brennkraft theilweiſe verloren und würde bei der Gewinnung nur wenig oder gar keine Stückkohlen liefern können. Von der Hauptförderſtrecke aus werden, wenn der Zuſtand des Hangenden es erlaubt, nur Abbauſtrecken von 1¾ Lachter Breite ſo nahe als thunlich an dem einen Rande des Pfeilers aufgefahren, welche ſich aber nicht wohl weiter als über die Länge von 2 Pfeilern fortſetzen laſſen; und auf dieſe Weiſe werden Pfeiler vorgerichtet, welche 1¾ bis 2 Lachter Stärke an gutem und brauchbaren Kohl enthalten. Dieſe neuen Strecken müſſen mit doppelten Reihen von Stempeln verzimmert werden.

Der Abbau dieſer ſo vorgerichteten Pfeiler folgt unmittelbar auf dieſe neue Vorrichtung und wird dabei ein großer Theil des in der Strecke verbauten Holzes und des zum Pfeilerbau ſelbſt angewendeten wiedergewonnen. Wenn das Hangende ſchon ſtärker auf die Pfeiler gewirkt hat und die Entblößung ſo großer Flächen desſelben, wie der ſo eben beſchriebene Bau vorausſetzt, ohne einen großen Holzaufwand nicht mehr möglich erſcheint, ſo treibt man mitten in den Pfeilern ſchmale ¾ Lachter breite Strecken und nimmt aus dieſen rückwärts aus beiden Stößen ſo viel fort, als ohne Gefahr für die Arbeiter und ohne großen Holzaufwand geſchehen kann. Der Zweck, den man ſich augenſcheinlich im Anfange des Betriebes vorgeſetzt hatte, ſämmtliche Pfeiler rein abzubauen, wird hiernach nur ſehr unvollſtändig erreicht und mit einem ſehr beträchtlichen Koſtenaufwande, der noch durch die Aufgewältigung mehrerer Hauptförderſtrecken, welche etwa 20 Lachter von einander entfernt liegen, beträchtlich vermehrt wird. Die zuerſt getriebenen Abbauſtrecken nehmen 36 Prozent der ganzen Flötzfläche ein und in den Pfeilern hat man 64 Prozent ſtehen laſſen. Die zur Vorrichtung der Pfeiler unmittelbar vor dem Abbaue getriebenen Strecken nehmen im günſtigſten Falle 25 Prozent, im ungünſtigſten 12½ Prozent der geſammten Flötzfläche ein. In den Strecken ſind daher überhaupt 49—61 Prozent der geſammten Flötzfläche zu gewinnen und für den eigentlichen Abbau bleiben demnach 39—51 Prozent übrig. In dem günſtigſten Falle gehen daher bei dieſem Abbau 16 Prozent, im ungünſtigſten gewiß 40 Prozent der Flötzfläche verloren, wobei die in den Bauen zurückbleibenden kleinen Kohlen noch nicht einmal berückſichtigt ſind. Bei dem erſten Streckenbetriebe zeigt ſich das Flötz ſo feſt, daß nach dem Schrämen und Schlitzen das Kohl hereingeſchoſſen werden muß; bei der ſpätern Vorrichtung der Pfeiler bewirkt indeſſen ſchon der Druck des Hangenden eine ſolche Zerſprengung der Kohlenbänke nach den Schlechten, daß die Gewinnung ſehr leicht wird, aber der Abbau auch mehr Holz erfordert, von dem auch um ſo viel mehr beim Rauben verloren geht. Der Pfeilerbau,

der gerade hier, durch locale Verhältniſſe ſehr begünſtigt, außerordentliche Vortheile gewähren könnte, wenn dem ganzen Bau eine ſolche Einrichtung gegeben wäre, daß derſelbe dem Streckenbetrieb unmittelbar hätte nachfolgen können, leiſtet gar nichts und verurſacht mehr Koſten als der Streckenbetrieb. Dieſe Rückſichten haben daher auch ſo häufig dazu beigetragen, die Pfeiler auf immer aufzugeben. Je mehr indeſſen die Felder zuſammenrücken, je mehr die Grundbeſitzer über die Verluſte aufgeklärt werden, die ihnen dadurch als Eigenthümer des Unterirdiſchen erwachſen, um ſo mehr wird man dieſe Einrichtung verlaſſen. Aber dieſe Fortſchritte zum Beſſern ſind langſam.

Auf der noch verhältnißmäßig neuen Grube Hetton bei Sunderland (Fig. 29) geht man einem ähnlichen Ergebniß entgegen, wie es auf Killingworth bereits erreicht iſt. Man ſetzt ein ungeheures Feld, welches ſich ſchon gegenwärtig auf etwa 900,000 Quadratlachter (den 14ten Theil einer Quadratmeile) ſchätzen läßt, auf Pfeiler, beabſichtigt, damit ſo lange fortzufahren, als die Förderungskräfte nach dem Hauptſchacht und als die jetzt gemachten und noch künftig zu machenden Erwerbungen eine Ausdehnung des Baues auf zwei 34 Lachter ſeiger von einander liegenden Flötze erlauben, von denen das obere High main coal nicht ſo ſtark angegriffen iſt, als das andere Hutton ſeem und die eine gleiche Mächtigkeit von 6½ Fuß (etwa 75 Zoll Preuß.) haben. Der Grund, warum man nicht früher zu dem Abbau übergehen will, liegt in der Schwierigkeit, den Wetterwechſel dabei in einer ſolchen Ordnung zu erhalten, wie ihn die Sicherheit der Grube erfordert und in der Furcht, die Waſſerzuflüſſe, welche in den ſandigen Schichten zwiſchen dem Kohlengebirge und dem Magneſiakalkſtein in dem Schacht in 43 Lachter Tiefe in großer Menge erſchroten und nach vielen Schwierigkeiten abgedämmt worden ſind, in die Baue herabzuziehen, wodurch ein völliges Erſaufen derſelben die Folge ſeyn würde, indem nicht ſo große Kräfte herbeigeſchafft werden könnten, um dieſelben zu gewältigen. Das einzige Mittel, welches außer einer größern Stärke der Pfeiler angewendet wird, um deren Abbau künftig zu ſichern, beſteht darin, daß man einzelne Bauabtheilungen bildet, zwiſchen denen ſtärkere Sicherheitspfeiler ſtehen bleiben und die nur mit den zur Förderung und zum Wetterwechſel nöthigen Strecken durchörtert werden. Dieſe Sicherheitspfeiler ſollen nicht allein dazu beitragen, den Druck des Hangenden auf die einzelnen Pfeiler zu vermindern und deshalb zu ihrer beſſern Conſervation beitragen, ſondern ſie ſollen auch ein Mittel gewähren, den Wetterzug von ſolchen einzelnen Bauabtheilungen gänzlich abzuſchneiden, während kein Betrieb darin ſtattfindet, um denſelben auf die belegten Arbeitspunkte deſto kräftiger hinleiten zu können. Von den Grundſtrecken aus treibt man ins Ausgehende und ins Einfallende flache Schächte (ſchwebende oder fallende Strecken)

aus dieſen Hauptförderſtrecken, aus welchen die Abbauſtrecken, größtentheils ſteigend, bisweilen auch abfallend und nach den Localumſtänden etwas diagonal, angeſetzt werden. Dieſelben ſind 4 Yards ($1\frac{7}{8}$ Lachter) breit; die dazwiſchen ſtehen bleibenden Pfeiler dem Zuſtande des Hangenden nach 13—18 Yards ($5\frac{5}{8}$—$8\frac{7}{8}$ Lachter). Auch nimmt man bei jeder Pfeilerſtrecke wohl darauf Rückſicht, daß diejenigen, welche dem Abbauplane gemäß am längſten ſtehen bleiben ſollen, ſtärker als diejenigen ſeyn müſſen, deren Gewinnung in einem kürzeren Zeitraume möglich wird. Dieſe Pfeiler werden von 26 zu 26 Yards ($11\frac{3}{8}$ Lachter) mit Durchhieben von 2 Yards ($\frac{7}{8}$ Lachter) Breite durchörtert; eine Arbeit, die keine Kohlengewinnung beabſichtigt, ſondern lediglich des Wetterwechſels wegen getrieben werden muß. Die Abbauſtrecken erhalten eine Länge von 200 Yards (87 Lachter), welches etwa die Entfernung der einzelnen Hauptförderſtrecken von einander iſt. Bei dieſem Baue nehmen die Strecken nur 24—29 Prozent der ganzen Flötzfläche ein, alſo beträchtlich weniger noch als bei dem Bau auf Killingworthgrube. Wie viel der Pfeilerabbau von den ſtehen bleibenden 71—76 Prozent noch gewinnen wird, kann nur die Erfahrung vieler Jahre erweiſen, denn obgleich auf dieſem einzigen Punkte jährlich über 6 Millionen Centner (1 Ctr. iſt 1 Preuß. Scheffel oder $\frac{1}{2}$ Tonne) gefördert werden, ſo würde es doch hiernach gegen 50 Jahre währen, bevor das 900,000 Quadratlachter haltende Feld auf den beiden Flötzen High main coal und Hutton ſeem völlig rein abgebaut werden könnte. Ob daher die Anwendung, welche von dem Baue einzelner Feldabtheilungen (**Pannelwork**) auf dieſer Grube gemacht iſt, ſich wirklich ſo vortheilhaft bewähren wird, als es derſelbe ſeinem Prinzipe nach ſeyn ſoll und ſeyn kann, muß dahin geſtellt bleiben, im günſtigſten Falle gehört zur Entſcheidung dieſer Frage ein ſo langer Zeitraum, daß nur die Nachkommen das Reſultat erfahren, was für ſie bei fortſchreitender Verbeſſerung vielleicht nicht einmal von Wichtigkeit ſeyn wird. Bei der Länge der Zeit, die vorausſichtlich auf dieſer Grube zwiſchen dem Streckenbetrieb und dem Anfange des Pfeilerbaues verfließen muß, dürfte wohl das Zuſammengehen der jetzt getriebenen Strecken bis zu jenem Zeitpunkte gewiß ſeyn. Es wird daſſelbe Verhältniß wie bei dem Abbau auf dem High main ſeem von Killingworth daraus hervorgehen. Da die Pfeiler ſtärker ſind als dort, ſo wird man mehrere Vortheile dabei voraus haben; aber auf einen ſo vollſtändigen reinen Abbau, wie er jetzt und unmittelbar nach dem Streckenbetriebe ſtattfinden könnte, iſt keineswegs zu rechnen.

Auf der Hettongrube kommt noch ein aus dem Grubenbeſitze hervorgehendes Verhältniß dazu, den Abbau zu erſchweren und ihm einen Theil der Regelmäßigkeit zu nehmen, welche bei ſo gleichförmigen Lagerungsverhältniſſen möglich und bei ſo ausgedehnten Gru=

bengebäuden nützlich iſt. Die Grube baut unter dem Eigenthume verſchiedener Grundbeſitzer und iſt nur auf den Bau der Flötze bis zum Hutton ſeem eingerichtet und berechtigt. Um daher den Betrieb tieferer Flötze nach einer andern Zuſammenſetzung des Oberflächenbeſitzes möglich zu machen, müſſen Sicherheitspfeiler ſenkrecht unter den Grenzen des Oberflächeneigenthums auf den Flötzen ſtehen bleiben. Die Stärke derſelben iſt contraktmäßig auf 25—40 Yards (11—17½ Lachter) feſtgeſetzt. Sie dürfen nur mit den Hauptſtrecken durchfahren und müſſen nach der Beendigung des Betriebs der Hettongrube durch Dämme wieder feſt abgeſchloſſen werden, ſo daß die Waſſer auf den abgebauten Flötzflächen nicht unter einander in offene Communication treten, ſondern unter jedem verſchiedenen Grundeigenthume ſeparat gehalten werden können. Wie ſehr dieſe Sicherheitspfeiler den Betrieb ſtören, davon kann man ſich, ſelbſt ohne Anſchauung des Grubenbildes einen ungefähren Begriff machen.

Die Anwendung des Baues in einzelnen Feldesabtheilungen iſt in neuern Zeiten ſehr vollſtändig auf der Whingillgrube bei Whitehaven auf dem 4—4½ Fuß mächtigen Bannock band ſeem und dem 20 Lachter ſeiger darunter liegenden Main ſeem von 10 Fuß (1⅝ bis 1½ Lachter) Mächtigkeit durchgeführt worden. Der Bau wird größtentheils unter der Schachtſohle aus flachen Schächten (abfallenden Strecken) geführt, aus denen ſtreichende Strecken in beträchtlichen Entfernungen von einander getrieben werden. Die einzelnen Feldesabtheilungen ſind gewöhnlich 120 Yards (52½ Lachter) im Streichen lang und erreichen dabei eine Höhe, die ſich zwar nach der Localität richtet, aber doch zwiſchen 400—500 Yards beträgt. Der Flächeninhalt einer ſolchen Feldesabtheilung ſteigt daher bis über 10,000 Quadratlachter. Auf andern Gruben wechſelt die Größe dieſer Feldesabtheilungen zwiſchen 900 bis 11,000 Quadratlachter, nach der Regelmäßigkeit des Flötzverhaltens, nach der Beſchaffenheit des Flötzes, des Hangenden und Liegenden.

Die Stärke die dem Sicherheitspfeiler gegeben wird, welcher um dieſelbe herum ſtehen bleibt, iſt nach der Beſchaffenheit des Hangenden verſchieden, aber jedenfalls ſo bedeutend, daß derſelbe in der Folge, nach erfolgtem Abbau der davon eingeſchloſſenen Abtheilungen, ſelbſt von den Hauptſtrecken aus vorgerichtet und in Abbau genommen werden kann, was bei ſchwächern Pfeilern nicht möglich ſeyn und daher Verluſte veranlaſſen würde. Die gewöhnliche Breite derſelben beträgt 20 Lachter. Innerhalb der Feldesabtheilungen werden aus den ſtreichenden Hauptförderſtrecken ſchwebende, etwas diagonale oder auch wohl abfallende Abbauſtrecken getrieben, eine Einrichtung, die bei einem Fallen der Flötze, welches von 1° bis 7° wechſelt, in vielen Fällen ohne weſentliche Nachtheile getroffen werden kann. Die Abbauſtrecken haben eine Breite von 1¾ Lachter; die dazwiſchen ſtehen bleibenden Pfeiler von 6¾ Lachter, ſo daß in

jeder Abtheilung etwa 7 ſolcher Strecken getrieben werden. Dieſe Pfeiler werden in Entfernungen von 11 Lachter mit Strecken durchörtert, welche eine Breite von 1¾ Lachter enthalten. Eine Breite der Abbauſtrecken von 1¾ Lachter (12 Fuß Engliſch) ſcheint bei dieſem Bau für das Verhalten ſehr vieler Flötze paſſend zu ſeyn und iſt die ganz gewöhnliche. Die Pfeiler ſind in der Regel etwas ſchwächer als auf dieſer Grube, nur 5¼ Lachter ſtark, was auch wohl bei dem Abbaue einige Erleichterung gewähren kann. Die Länge der Pfeiler beſtimmt ſich, wenn man die Pfeilerdurchhiebe nur als zum Wetterwechſel nöthige Arbeiten betrachtet, lediglich nach dieſen und wird dabei nicht viel von 10—11 Lachter abweichen. Die Breite der Pfeilerdurchhiebe wird aber alsdann nur zu ¾ Lachter genommen, welches zweckmäßig iſt, um den Druck auf die Kreuze derſelben und der Abbauſtrecken nicht zu ſehr zu vermehren. Bei dem Abbauen wird der äußere Pfeiler von dem letzten Querort aus durch eine in ſeiner Mitte und den Abbauſtrecken parallele Strecke (Pfeilerort) von 1⅞ Lachter Breite, getheilt, ſo daß zu jeder Seite deſſelben ein Pfeiler von 2½ Lachter ſtehen bleibt, der aus dieſem Pfeilerort ſo weit als möglich verhauen wird. An den Stößen der Abbauſtrecken geht hierbei immer etwas verloren. Dieſer kleine Verluſt, welcher demjenigen zu vergleichen iſt, welcher bei den meiſten Abbauen entweder immer oder nur bisweilen entſteht, wird um ſo größer, je mehr die Pfeiler ſchon frei gemacht ſind und auf den Kreuzen der Abbauſtrecken und Pfeilerdurchhieben Druck entſtanden iſt. Auf dieſe Weiſe ſchreitet der Abbau der Pfeiler reihenweiſe nach demjenigen Punkte der Feldes-Abtheilung hin vor, von dem die Vorrichtung derſelben ausgegangen iſt. Die entſtehenden Brüche des Hangenden können wegen der ſtarken Sicherheitspfeiler auf die benachbarten Feldesabtheilungen gar keinen Einfluß ausüben und nachdem ſich dieſelben völlig geſetzt haben, ſcheint es auch unzweifelhaft, daß die Sicherheitspfeiler ſelbſt in einer gleichen Art, wenn auch mit einem etwas größern Kohlenverluſt, abgebaut werden können. Bei dieſer Art des Abbaues werden immer Stempel angewendet, welche nach Erfordern enger oder weiter von einander geſetzt werden. Das Rauben dieſer Stempel iſt wegen der Theurung des Holzes nothwendig, um die Koſten des Abbaues nicht zu ſehr zu erhöhen. Das gute Hangende unterſtützt dieſe Arbeit ſehr. Auf einigen Hütten werden Flächen von 200 □ Lachter oder 4 Pfeiler verhauen, bevor man anfängt, unterm erſten die Stempel zu rauben und das Hangende zu Bruch zu werfen. Bei dem Rauben der Stempel verfährt man in England genau ſo wie in Schleſien (Bd. II. S. 561.) und Saarbrücken. Die Fläche der Abbauſtrecken und der Pfeilerdurchhiebe nimmt 31 Procent der Flötzfläche ein, wenn man von den Sicherheitspfeilern abſtrahirt, welche um die Feldesabtheilungen herum ſtehen bleiben; die Pfeilerörter betragen

17 Procent der Flötzflächen, ſo daß alſo 52 Procent derſelben dem eigentliche Abbaue, dem Fortgewinnen der Stöße der Pfeilerörter, überlaſſen iſt. Man kann annehmen, daß hiervon ⅓ bis ⅕ verloren geht und daher den geſammten Verluſt dieſer Abbaumethode auf 17 — 10 Procent ſchätzen. Dieſe Angaben ſind zwar ſehr allgemein, inzwiſchen kann man wohl annehmen, daß ſie die Grenzen der Wirklichkeit einſchließen. Da es aber nicht immer möglich iſt, die in einer beſtimmten Zeitperiode abgebauten Flächen mit der Förderung zu vergleichen, da auch Abbau und Vorrichtung immer gleichzeitig und in verſchiedenen Theilen des Schachtfeldes ſtattfindet, ſo können keine genauere Data hierüber mitgetheilt werden. Bei dem Streckenbetrieb auf dem mächtigen Main ſeem bleibt die hangendſte 2 Fuß mächtige Kohlenbank in der Firſte ſtehen und man bedarf alsdann beinahe gar keiner Zimmerung dabei. Dieſe Firſtkohle wird bei dem Abbau mit herein gewonnen; ein Verfahren, welches ſich unter ähnlichen Verhältniſſen auf mehrern Gruben in Deutſchland als zweckmäßig, die Gewinnungskoſten ermäßigend bewährt hat. Bei der Gewinnung dieſer Firſtkohle findet immer einiger Verluſt ſtatt, der in dem oben angegebenen noch nicht mit eingeſchloſſen iſt.

Einen **ſehr reinen** Abbau führt man auf der Eltonhead-Grube bei Sutton (zwiſchen Prescot und Warton) in Lancaſhire (Fig. 30), wiewohl ſich dieſelbe ſonſt durch keine beſondern Vorrichtungen auszeichnet. Es werden hier in 54 Lachter Teufe mehrere Flötze, beſonders ein 6 Fuß mächtiges gebaut, deſſen Unterbank der Kennelkohle ſehr ähnlich iſt. Das Fallen beträgt 8 — 10°. Aus der Hauptförderſtrecke in der Schachtſohle werden ſchwebende, oder wenn es das Fallen erfordert, etwas diagonale Strecken in Entfernungen von 30 Yards aufgefahren, ſo hoch als die abzubauende Pfeilerhöhe es erforderlich macht. Aus dieſen Strecken werden ſtreichende Abbauſtrecken getrieben, welche daher nur ſehr kurz werden, 30 Yards lang und einen ſehr ſchnellen Abbau der zwiſchen ihnen bleibenden 5 — 7 Yards breiten Pfeilern erlauben. Die Strecken ſelbſt ſind nur ſchmal, 4 — 5 Fuß weit. Die Pfeiler werden rückwärts und von oben nach unten ſtreichend abgebaut. Bei der Anwendung von wenigen Stempeln und bei dem Rauben derſelben gehen doch nur wenige Kohlen verloren, indem man an dem obern Pfeilerſtoß in die darüber liegende zu Bruch geworfene Abbauſtrecke durchzuhauen vermeidet. Dieſer Verluſt iſt etwa auf 5 — 7 Procent der ganzen Flötzfläche zu ſchätzen und daher beträchtlich geringer, als bei irgend einer andern in England befolgten Baumethode. Die Leichtigkeit, die im Streichenden fortrückenden Baue durch Abteufung mehrerer Schächte mit Wettern zu verſorgen, die geringen Waſſerzuflüſſe der obern Gebirgsſchichten, welche fortwährend aus der tiefſten Sohle gehalten werden, entfernen hier die meiſten Schwierig-

keiten, welche ſich auf den tiefen Gruben in Northumberland, Durham und Cumberland der Einführung eines regelmäßigen Abbaues entgegenſtellen.

### XII. Abbau des 30 Fuß mächtigen Flötzes in Staffordſhire.

Die Grundſtrecken oder ſtreichenden Hauptförderſtrecken (ſiehe Fig. 31 im Grundriß, Figur 32 im Längen- und Figur 33 im Querprofil) werden auf den unterſten Kohlenbänken aufgefahren und erhalten 9 Fuß Höhe und 12 Fuß Weite. Bei dem Betriebe derſelben wird auf der Sohle geſchrämt und die untern Kohlenbänke nachgeſchlagen, ſo daß auf dieſen das Ort 1¾ bis 2 Lachter weiter voranſteht, wodurch die Gewinnung der obern Bänke, ſo weit dieſelben mit der Strecke gefaßt werden, ſehr erleichtert und die Erhaltung der Stückkohlen ſehr befördert wird. Die Abbauſtrecken werden unmittelbar aus dieſen Strecken und zwar da zuerſt aufgehauen, wo dieſelben ihr Ende erreicht haben, welches ſelten weiter als 90—130 Lachter vom Schacht entfernt liegt. Sie erhalten an den Hauptſtrecken nur eine geringe Weite von 1½ bis 1¾ Lachter und dehnen ſich erſt nach einer Länge von 2 Lachtern bis zu ihrer gewöhnlichen Weite aus, welche bei Wednesburg, wo das Kohl dieſes Flötzes überhaupt milder iſt, 6 Yards, bei Weſt-Broomich, wo das Flötz und das Hangende viel feſter iſt, 12 bis 15 Yards und in einzelnen Fällen ſelbſt bis 8¾ Lachter beträgt. So ſind auf der zu Brades Stahlwerk gehörigen Grube bei Tipton die Strecken ſowohl als die Pfeilerdurchhiebe 14 bis 17 Yards breit. Die Länge dieſer Abbauſtrecken hängt zwar zum Theil von der überhaupt abzubauenden Pfeilerhöhe ab, doch iſt ſie in der Regel ſehr unbedeutend, nicht viel über 9 Lachter, weil die Gefahr, dieſe weiten Räume ohne Zimmerung ſtehen zu laſſen und darin zu arbeiten, zu groß wird. Die Pfeiler zwiſchen dieſen ſehr breiten Abbauſtrecken erhalten, wie bei Wednesbury, nur 4 Yards Stärke, was allerdings bei dem mächtigen Flötze ſehr wenig und nicht auf eine lange Offenerhaltung der Strecken berechnet iſt. Dieſe Pfeiler werden noch mit 2⅝ Lachter breiten Strecken durchörtert, ſo daß Pfeiler von quadratiſcher Form 1¾ Lachter ſtark ſtehen bleiben. Auf andern Punkten, wie bei Tipton, läßt man die Pfeiler bei ausgedehntern Bauen viel ſtärker, 4¾ bis 5¼ Lachter im Quadrat ſtehen, wobei ſie dem Baue mehr Sicherheit gewähren können. Dieſe Abbauſtrecken werden anfänglich genau ſo wie die Grundſtrecken auf der Sohle des Flötzes, etwa 9—12 Fuß hoch aufgefahren, bis ſie ihren Endpunkt erreicht haben. Man geht hierbei zuerſt auf der unterſten Bank in Stößen von 6 Fuß Breite vor und fängt alsdann bei der Förderſtrecke an, die zunächſt darüber liegenden Kohlenbänke durchzuſchlitzen. Dieſer Schlitz muß ſo erweitert werden, daß ein Mann mit den

Schultern hinein kann, wenn derſelbe eine Höhe von 6 bis 7 Fuß erreichen ſoll. In dem Schlitze bleiben Beine ſtehen, wie im Schram, um die Arbeit zu ſichern und den Stempeln oder Bergpfeilern zu Hilfe zu kommen, die unter die hangenden Kohlenbänke geſetzt werden. Dieſe werden alsdann von hinten nach vorn fortgeſchlagen und ſo geht die Kohle an den Schlitzen in großen Maſſen nieder. Außer den großen Pfeilern läßt man auch noch kleinere von 6—9 Fuß ins Gevierte in den breiten Abbauſtrecken ſtehen. Von der Sohle des Flötzes an hindern ſie beim Einbruche ſehr und geben dem Drucke der obern Bänke zu leicht nach. Daher läßt man ſie erſt bei dem Angriffe der obern Bänke ſtehen und führt Pfeiler von Bänken darunter auf, die etwas breiter ſind und legt Holz dazwiſchen. Dieſes gibt dem erſten und heftigſten Drucke nach; die Pfeiler bleiben ganz und leiſten alsdann noch ſehr gute Dienſte. Dieſes Prinzip der Unterſtützung beim Abbaue, dieſelbe ſo einzurichten, daß ſie dem erſten Drucke nachgeben kann und dann erſt einen dauernden Widerſtand leiſtet, iſt ſehr zweckmäßig, verdient Beachtung und Nachahmung. Nachdem dieſe Pfeiler weggeſchlagen ſind, beginnt man die hangenden Kohlenbänke von hinten nach vorn herein zu gewinnen. Sie gehen in ungeheuern Laſten von 500 bis 1500 Tonnen nieder.

Die Streckenſohle wird mit den aus den Mitteln fallenden Bergen und mit den Staubkohlen, die man nicht mitfördert, weil ſie nicht verkauft werden können, nach und nach aufgefüllt, ſo daß man die Stöße der obern Kohlenbänke mit Hilfe von Bühnen und Fahrten erreichen kann. Die Pfeiler bleiben dabei ſtehen und durch die Auffüllung der Stecken wird ein Zerdrücken derſelben, bei der Höhe, welche der Bau erlangt, doch noch ziemlich vermieden. Rückwärts kann die Abbauſtrecke zuſammengehen, da man ſich mit dem Niederſchlagen der obern Bänke immer mehr der Grundſtrecke nähert, wodurch ſich der Druck auf die noch offen zu erhaltenden Räume vermindert. Die urſprünglich ſtehen bleibenden Pfeiler nehmen zwar nur $\frac{1}{6}$ der ganzen Flötzfläche ein, inzwiſchen findet dieſes günſtige Verhältniß nur auf $\frac{1}{3}$ der ganzen Flötzmächtigkeit ſtatt und daſſelbe vermindert ſich bei dem Angriffe der obern Kohlenbänke immer mehr und mehr, ſo daß in vielen Fällen von der hangendſten Lage des Flötzes entweder gar nichts, oder doch nur ſehr wenig gewonnen wird und man gewöhnlich annimmt, daß die Hälfte der Kohlen bei dieſem Abbau auf immer in der Grube ſtehen bleiben. Bei dieſem mächtigen Flötz iſt es natürlich, daß, wenn auf dieſe Weiſe größere Flächen auf Pfeiler geſetzt würden, bei entſtehenden Brüchen in einzelnen Abbauſtrecken dem ganzen Bau große Gefahr drohen würde, indem ſich dieſelben unaufhaltſam von Pfeiler auf Pfeiler fortſetzen müßten. Daher ſcheint man in Staffordſhire ſchon ſehr früh auf die Idee gekommen zu ſeyn, den Bau durch

Stehenlaſſung größerer Sicherheitspfeiler, welche die einzelnen Abtheilungen deſſelben umgeben, zu ſichern und die Gefahr der Brüche für die übrigen zu vermindern; eine Anordnung, welche zu der Einführung des Pannelworkbaues in einzelnen Abtheilungen, auf den tiefen Gruben von Northumberland und Cumberland, vielleicht die erſte Veranlaſſung dargeboten haben mag. Auf der andern Seite verſchwindet bei dieſem Betriebe, durch die Kürze und Breite der Abbauſtrecken und durch die Kleinheit der einzelnen Feldesabtheilungen, gänzlich das Anſehen eines Pfeilerabbaues, indem außer dem Auffahren der Hauptförder- oder Grundſtrecken gar keine Arbeit mehr als Vorrichtung bezeichnet werden kann, ſondern ſofort ein Abbau beginnt. Die Feldesabtheilungen ſind bisweilen ſo klein, daß nur zwei Pfeiler darin ſtehen bleiben, ſo daß alſo etwa zwei Abbauſtrecken darin getrieben ſind und dieſe durch drei Pfeilerdurchhiebe oder Querörter verbunden werden. Nach der Breite der Strecken und der Stärke der Pfeiler fällt der Flächeninhalt derſelben verſchieden aus, jedoch läßt ſich annehmen, daß derſelbe nicht leicht kleiner als 150—170 Quadratlachter ausfällt, wobei der hierauf zu rechnende Sicherheitspfeiler mindeſtens 60 Quadratlachter enthält; alſo etwas mehr als $\frac{1}{3}$ der Fläche der Feldesabtheilung ſelbſt. Der Angriff dieſer Sicherheitspfeiler iſt jedenfalls ſchwierig, nicht allein des Druckes wegen, ſondern auch der Wetterverſorgung und der Waſſerdurchbrüche, wenn Feldesabtheilungen abgedämmt werden. Die größten Feldesabtheilungen enthalten höchſtens 12 Pfeiler und haben dabei eine Fläche von 1100 Quadratlachter. Die hierauf zu rechnenden Sicherheitspfeiler nehmen etwa 380 Quadratlachter, mithin $\frac{1}{3}$ der Fläche der Feldesabtheilung ein. So groß ſind die Feldesabtheilungen nicht zweckmäßig; der Druck wird darin übermächtig und da bei der Höhe des Baues kein Holz, ſeiner Koſtbarkeit wegen, angewendet werden kann, ſo iſt ein Verlaſſen der ganzen Abtheilung und ein überaus großer Kohlenverluſt die unausbleibliche Folge. Daher macht man gegenwärtig die Feldesabtheilung nicht leicht größer, als daß 4 Pfeiler darin ſtehen bleiben, wobei ſie ungefähr einen Flächeninhalt von 450 Quadratlachter erhalten und die darauf zu rechnende Fläche der Sicherheitspfeiler 150 Quadratlachter. Aus den Feldesabtheilungen kann, wie oben gezeigt worden iſt, nicht viel mehr als die Hälfte der Kohlen des ganzen Flötzes gewonnen werden; und es iſt gewiß reichlich gerechnet, wenn man aus den Sicherheitspfeilern $\frac{1}{3}$ zu gewinnen in Anſchlag bringt. Hiernach gehen 54 Procent der geſammten Flötzfläche auf immer verloren und nur 46 Procent werden gewonnen; ein Umſtand, der bei der geringen Ausdehnung dieſes mächtigen Flötzes in Staffordſhire auch in ſtaatswirthſchaftlicher Hinſicht alle Aufmerkſamkeit verdient. Wohlfeiler möchten die Kohlen ſchwerlich auf eine andere Weiſe für jetzt zu gewinnen ſeyn, da man alle Zimmerung

vermeidet; ob man aber, wenn man die Ausrichtungskoſten mit in Anſchlag bringt, welche jetzt für die Hälfte der anſtehenden Kohlen ausgegeben werden müſſen, nicht wenigſtens eben ſo wohlfeil bei der Anwendung ſtarker Bergmauern und bei einer ähnlichen Anordnung des Abbaues, wie er auf den 3 bis 4 Lachter mächtigen Kohlenflötzen in Oberſchleſien geführt wird, bauen würde, das verdiente gar ſehr eine genauere Prüfung, einen Verſuch, zu dem ſich aber weder einer der Grubenbetreiber, noch ein Grundbeſitzer entſchließen kann, da er nur auf den augenblicklichen Vortheil, nicht aber auf eine Zukunft Rückſicht nimmt, die gerade hier nicht ſehr entfernt liegen dürfte.

Auf dem bis 90 Fuß mächtigen Kohlenflötze der Hoighereigs Quarrelton-Grube bei Johnſtone hat man einen förmlichen Etagenbau auf den beſten Kohlenbänken getrieben. Die oberſte 3 Fuß mächtige Bank mußte des ſchlechten Hangenden wegen ſtehen bleiben. Die darunter folgenden 6 bis 7 Fuß wurden mit Strecken durchörtert und ganz auf die gewöhnliche Weiſe auf Pfeiler geſetzt von anſehnlicher Stärke, ſo daß man auf ihre nochmalige Theilung durch Strecken rechnete. Hierunter blieb eine Bank von 3 Fuß ſtehen und dann wurde wieder eine Flötzmächtigkeit von 5 bis 7 Fuß mit Strecken durchörtert, wobei beſonders darauf gehalten wurde, daß die Pfeiler genau ſenkrecht über einander ſtanden. Auf dieſe Weiſe ſoll man wirklich an einigen Punkten 10 ſolcher Etagen über einander getrieben haben. Die ſchlechten Kohlenbänke, beſonders die Bergmittel führenden, blieben dabei unberührt ſtehen. Der Druck des Ganzen mußte in den tiefſten Bauen um ſo bedeutender werden, als es der Aufſicht nicht ganz gelungen ſeyn ſoll, die Pfeiler völlig ſenkrecht über einander auf dieſe große Höhe zu halten. Der Bau läßt ſich mit demjenigen vergleichen, welcher auf dem Creuzot in Frankreich auf einem noch mächtigern und ſeiger ſtehenden Kohlenlager geführt wird.

## XIII. Strebbau.

In Shropſhire wendet man allgemein beim Betriebe der Kohlengruben den Strebbau an. Auf Flötzen, die über 4—5 Fuß mächtig ſind, werden nur wenige Fälle vorkommen, wo derſelbe vortheilhaft und ausführbar iſt. In vielen Gegenden findet man denſelben nur auf 1—2 Fuß ſtarken Flötzen. Auf ſolchen ſcheint er auch in vielen Fällen von großem Vortheil zu ſeyn und in einigen der einzige Abbau, der noch Anwendung finden kann. Fig. 34, Taf. 17, ein Grundriß der Grube Horſehay bei Dawlay in Shropſhire, gibt einen allgemeinen Begriff von der Einrichtung eines ſolchen Strebbaues. Die Felder, welche damit von einem Schacht aus abgebauet werden können, richten ſich nach der Tiefe derſelben

Digitized by Google

und nach andern Umſtänden, gerade eben ſo wie beim Pfeilerabbau und es liegt hierin weder ein Vortheil noch ein Nachtheil deſſelben. Ein flaches Fallen, welches kaum wohl 15 — 20 Grad überſteigen darf, iſt aber dabei eine weſentliche Bedingung, indem ſonſt der Druck der nach dem Ausgehenden zu liegenden Flötztheile zu ſtark auf die ausgehauenen Räume wirkt, um darin die nöthigen Förderfahrten offen erhalten zu können und auch die Förderung ſo beſchwerlich wird, daß ſie dem Abbau nicht folgen kann. Bei den ſtärkern Flötzen iſt es nothwendig, Berge zum Verſatz aus den Mitteln zu erhalten, die darin liegen, weil ſonſt kleine Kohlen dazu verwendet werden müſſen und dies zu großen Verluſten Veranlaſſung gibt. Dieſer Fall tritt auf vielen Flötzen in der Engliſchen Provinz Shorpſhire ein und kann alsdann, wenn gleich hierbei die ganze Flötzfläche rein verhauen wird, nicht mehr ſo vortheilhaft erſcheinen, als es ſonſt gegen den vorherbeſchriebenen Engliſchen Pfeilerbau iſt, bei dem ein ſo anſehnlicher Theil des Flötzes ſtehen bleibt. Um den Schacht herum müſſen, zur Sicherung deſſelben und der Tagegebäude, ſtarke Pfeiler ſtehen bleiben; eben ſo läßt man auch wohl über der Grundſtrecke einen $3\frac{1}{2}$ — $4\frac{1}{2}$ Lachter ſtarken Pfeiler ſtehen, der nur mit den nöthigen Förderſtrecken durchſchnitten wird; in dieſem Falle dehnt man den Ortsſtoß erſt aus, nachdem dieſer Pfeiler ſchmal durchfahren worden iſt, ſonſt aber greift man unmittelbar den Stoß der Grundſtrecke an und ſichert dieſelbe durch eine 4 Fuß ſtarke Bergmauer. Sind viele parallele Schlechten in dem Flötze, ſo hält man den Arbeitsſtoß derſelben ebenfalls parallel und rückt in einer rechtwinklichten Richtung gegen dieſelben vor; wenn nicht, ſo hält man den Arbeitsſtoß theils ganz ſchwebend, ſo daß der Bau ſtreichend vorgeht, oder nur wenig davon abweichend diagonal. Der ausgehauene Raum wird dabei mit Bergen verſetzt, die, wenn ſie nicht zur Ausfüllung des ganzen hinreichen, in einzelnen Reihen aufgemauert werden müſſen. In der Nähe des Arbeitsſtoßes werden einige Reihen von Stempeln unter das Hangende geſchlagen, die aber immer wieder fortgenommen werden und vorrücken, ſobald der Bergverſatz nachgeführt worden. Zu dieſen Stempeln hat man auf einigen Gruben in Shorpſhire wohl gußeiſerne Röhren angewendet, die eine ſehr lange Zeit hindurch gebraucht werden können und umgegoſſen werden, wenn ſie zerbrechen. Bei dem Wiedergewinnen derſelben gebraucht man Ketten, die herumgeſchlungen und durch Brechſtangen, mit denen man wuchtet, angezogen werden. In dem abgebauten Raume müſſen Förderſtrecken offen erhalten werden. An beiden Stößen derſelben werden die Bergmauern beſonders ſorgfältig aufgeführt, um dieſelben zu ſichern. Bei ſchmalen Flötzen muß in denſelben das Liegende gewöhnlich, das Hangende nur in einzelnen Fällen nachgeriſſen werden, um die nöthige Höhe zu erhalten und hierbei gewinnt man Berge, die biswei-

Digitized by Google

len zum Verſatz hinreichend ſind. Sind nicht viel Berge vorhanden und iſt das Hangende feſt, ſo bildet man, ſtatt einen Raum zwiſchen dem Bergverſatz und dem Hangenden zu laſſen, kleine Haufen von Bergen, die ſich von dem Liegenden nach dem Hangenden erheben und leere Räume zwiſchen ſich haben. Bricht nun das Hangende ein, ſo wird der Vorſatz nieder- und in die leeren Räume gedrückt. Es wird dieſe Art des Verſatzes aus Fig. 35, Taf. 17 deutlich. Im Allgemeinen iſt der Strebbau in Shropſhire ſtreichend und es werden ſtreichende Förderfahrten in Entfernungen von 11—13 Lachtern dem Strebe nachgeführt, mit dem bisweilen Pfeilerhöhen von 120—150 Lachter abgebaut werden. Dieſe ſtreichenden Förderfahrten gehen von Diagonalſtrecken aus, welche von der Grundſtrecke aus allmählig dem Bau bis zu der obern Feldesbegrenzung, bis zum Ausgehenden oder dem Altenmann, nachgeführt werden. Um die Länge dieſer vielen einzelnen Förderfahrten abzukürzen und beſonders die Zeit ihrer Offenerhaltung, wenn ſich der Bau auf große Entfernungen ſtreichend vom Schacht entfernt (wie bisweilen 250 bis 300 Lachter), werden neue Diagonalen aus der Grundſtrecke entweder gleich beim Betriebe nachgeführt, oder in einzelnen Fällen durch das abgebauete Feld aufgewältigt. Die Strebſtöße zwiſchen den ſtreichenden Förderfahrten ſtehen auf vielen Gruben ſämmtlich in einer Flucht. Bisweilen ſind aber die untern Strebſtöße, welche dann nur $1\frac{3}{4}$—$3\frac{1}{2}$ Lachter Breite haben, den andern vor, ſo daß der Bau das Bild eines Firſtenbaues darſtellt. Bei dieſem Bau wird die Stückkohlengewinnung vor den breiten Strebſtößen ſehr befördert. Nach dem Schrämen, wobei in den nöthigen Entfernungen Beine ſtehen bleiben, werden die Oberbänke durch Bolzen abgefangen und in Entfernungen von $1\frac{3}{4}$ Lachter durchgeſchlitzt und nach dem Fortſchlagen der Bolzen hereingeſchlagen. Bei weniger feſten Kohlen iſt das Schlitzen gar nicht erforderlich und die Bänke können unmittelbar nach dem Schrämen hereingetrieben werden, wodurch ein ſehr großer Vortheil bei der Gewinnung entſteht.

Der Strebbau erhält nach dem verſchiedenen Vorrücken der Stöße ein ſehr verſchiedenes Anſehen, wie wir im folgenden Kapitel, bei Beſchreibung des Bergbaues auf dem flachen und nicht mächtigen Flötzen Flenu bei Mons, ſehen werden und bereits im II. Bde. S. 572 ꝛc. ſahen.

Die Vertheilung der Arbeit bei den Strebbauen weicht von der bei den Pfeilerbauen angewendeten ſehr ab, weshalb wir hier davon reden müſſen. Bei jenen arbeitet jeder Häuer vor einem beſondern Ort, wo er das Kohl gewinnt und es nach der nächſten Förderſtrecke ſchafft. Bei dem Strebbau ſind die Arbeiter in großer Anzahl vor einem und demſelben Ort angelegt und ſind gewöhnlich in drei Klaſſen getheilt.

Die erſte Klaſſe, die der Schramhäuer (Holers), fährt im Liegenden einen 3 Fuß und zuweilen bis 45 Zoll tiefen Schram in das Kohl. Die Länge und Tiefe werden von einem Steiger mittelſt einer Art Winkelmaas, deſſen horizontaler, 40 Zoll langer Schenkel in den Schram tritt, während der ſenkrechte gegen den Ortsſtoß treten muß, gemeſſen. Um ſich gegen das Hereingehen des Kohls zu ſichern, laſſen die Häuer von 6 bis 8 Yards kleine, ohngefähr 10 Zoll im Quadrat haltende Pfeiler ſtehen, welche den Schram unterbrechen und ſie ſtellen auch kleine Stempel in denſelben. Die Schrame ſind auf dieſe Weiſe in Längen von 6 bis 8 Yards getheilt und am Ende einer jeden wird ein ſenkrechter Schlitz auf die ganze Höhe des Stoßes geführt. Die Arbeit des Schramhäuers iſt alsdann vollendet.

Es kommt alsdann die zweite Klaſſe der Arbeiter, die der Abkohler (Getters). Dieſelben beginnen in der Mitte des Stoßes, ſie nehmen die kleinen, zur Sicherung in den Schramen ſtehen gebliebenen Pfeiler, ſo wie auch die Stempel weg und bringen das Kohl entweder durch Fimmel, die ſie in der Nähe der Firſte eintreiben, oder durch Bohren und Schießen herein. — Hängt das Kohl nicht feſt mit dem Dachgeſtein zuſammen, ſo fällt es von ſelbſt herein, ſobald als die Stützen hinweggenommen worden ſind und dann iſt die Arbeit ſehr leicht.

Auf die Abkohler folgen die Schlepper (Drawers); ſie zerſchlagen das Kohl in Stücke von zweckmäßiger Größe für die Förderung, die ſie bis zum Schacht bewirken; ſie beſorgen den Bergverſatz, ſtellen die Stempel hin, kurz ſie treffen alle Einrichtungen, daß die Schramhäuer von Neuem ihre Arbeit beginnen können. Müſſen die Strecken höher gemacht werden, ſo reißen die Schlepper Firſte und Sohle nach. Auch die Sicherung der Strecken durch Bergverſatz und Stempel haben ſie zu beſorgen.

Sind Sohle und Dach feſt und hat das Flötz mehr als 4 Fuß Mächtigkeit, ſo verliert man weit mehr Kohle zum Verſetzen, als wenn die Sohle eine mittlere Feſtigkeit hat und das Dachgeſtein leicht wegzunehmen iſt, weil man in dieſem Fall ſich leicht Berge zum Verſetzen verſchaffen kann. Zuweilen fördert man nur die Stückkohlen und gebraucht die Staubkohlen als Berge, ſo wie ein Theil der Stückkohlen in den Pfeilern ſtehen bleibt.

Findet ſich im Liegenden, ſelbſt 1 oder 2 Fuß unter dem Kohl, eine Schicht von weichem Letten, ſo führt man den Schram in demſelben und benutzt das Sohlgeſtein oder den Letten zum Verſetzen, ſo daß man nur einen Theil von der Kohle verliert.

Die größte Schwierigkeit bei dem Strebbau beſteht darin, ein ſtufenweiſes Sinken des Dachs hinter dem Bergmann zu bewirken. Je mehr Berge zum Verſetzen man hat, um ſo geringer iſt die Gefahr plötzlicher Brüche. Sind die hangenden Schichten feſt, be-

ſtehen ſie beſonders aus Sandſtein, ſo kann man mehrere Yards weit, ohne daß Brüche erfolgen, vorgehen. Zeigen ſich Brüche, welches man durch ein Geräuſch erkennt, ſo muß man große Vorſicht anwenden, daß er nicht durch den ganzen Streb ſich fortpflanzt und den Arbeitern gefährlich wird. Auch iſt die Aufwältigung ſolcher Brüche ſtets mit großen Koſten und großer Mühe verbunden. Sie zu vermeiden, iſt ein ſorgfältiges Verſetzen das einzige Mittel. — Sind Liegendes und Hangendes feſt, ſo führt man Pfeiler von trocknen Steinen auf, ohne ſie jedoch durch Keile oder irgend ein anderes Mittel zu befeſtigen, oder den zwiſchen ihnen und dem Hangenden bleibenden Raum genau auszufüllen. Auch die Stempel treibt man nicht feſt an das Hangende und Liegende, ſondern legt nur ein Bret- oder ein Schieferſtück darunter. Läßt man, ſtatt Pfeiler aus trocknen Steinen aufzuführen, Kohlenpfeiler ſtehen, oder treibt man die Stempel feſt gegen das Hangende, ſo geht daſſelbe unfehlbar nieder, welches aber nicht der Fall iſt, wenn dieſe Pfeiler nach und nach nachgeben, bis daß jenes auf der Verſetzung ruht. Die Stempel können alsdann geraubt werden, um ſie wieder zu benutzen.

Die Figg. 36 und 37, Taf. 17 zeigen zwei andere Arten des Strebbaues, die von der gewöhnlichen, in Fig. 34 dargeſtellten abweichen. Man ſichert die Strecken zu beiden Seiten durch Mauerung oder durch ſtehen gelaſſene Kohlenwände, wenn man jene nicht anwenden kann. Die Mauern ſind 9 Fuß, die Kohlenpfeiler 20 Zoll ſtark. Das Einbrechen des Hangenden zerſtört im Allgemeinen die Strecken nicht, die 20 bis 40 Yards von einander entfernt und parallel ſind, ſtatt zu convergiren. Dieſe Art des Strebbaues iſt regelmäßiger als die gewöhnliche.

Fig. 37 zeigt die andere Modification des Strebbaues, welche darin beſteht, nach und nach eine Reihe von Stößen von 6 bis 12 Fuß Breite hinter einander zu eröffnen, ſo daß das Ganze ein treppenartiges Anſehen, wie ein Firſten- oder Stroſſenbau hat. Vor jedem Stoß liegt ein Arbeiter, oft macht man jene aber auch ſo breit, daß ſie mit zwei oder drei Händen belegt werden können. Die Strecken werden durch Bergverſatz zu beiden Seiten offen erhalten oder man verſetzt den ganzen abgebaueten Raum bis auf die nöthigen Strecken und den nöthigen Raum vor den Stößen.

Bei dem Strebbau in Shropſhire gehen etwa $\frac{1}{8}$ oder $\frac{1}{10}$ Kohlen verloren.

## XIV. Abbau ſehr ſteil fallender Flötze, Angriff der unter den Schachtſohlen liegenden Flötze, Vorkommen von Geſteinsgängen.

Sehr ſtark fallende Flötze werden durch Pfeilerbau oder durch Stoßbau abgebaut. Die Hauptabbauſtrecken werden immer ſtrei-

chend getrieben, um die Arbeiter möglichſt geringer Gefahr auszuſetzen und um die Förderung zum Schacht zu erleichtern. — Stehen die Flötze gänzlich oder faſt ſenkrecht, ſo ſteht der Häuer auf dem Kohl und hat Hangendes und Liegendes zur Seite. Der Hauptſchacht iſt in einem von dieſen abgeſunken, je nachdem das eine oder das andere das feſtere iſt. Sobald derſelbe die gehörige Tiefe erlangt hat, richtet man das Flötz mittelſt eines Querſchlags aus. Alle in dem mächtigen Flötz ſtreichend getriebenen Abbauſtrecken werden zur Erleichterung des Wetterwechſels, indem man mit dem Bau vorrückt, durch kleine Querörter mit einander verbunden.

Das vorzüglichſte auf den Britiſchen Inſeln abgebauete ſeigere Flötz findet ſich in der Nähe von Edinburg. Außer dem Maſchinenſchacht ſind die übrigen nur bis auf die halbe Tiefe des im Abbau ſtehenden Theils von dem Flötz abgeſunken. Die Hälfte der Kohlen wird auf dem Rücken bis zum Geſenk der Schächte, die andere abwärts bis zu demſelben gefördert. — Wir kommen in dem nächſten Kapitel auf den Stoßbau, ſo wie er in der Grafſchaft Mark angewendet wird, zurück *).

---

*) Die beſte Methode zum Abbau mächtiger und ſehr ſteil abfallender Flötze, die jedoch in England nicht angewendet wird, iſt die durch Querbau (Ouvrage en travers).

Im liegenden Nebengeſtein wird ein Schacht abgeſunken und ſobald derſelbe eine gewiſſe Tiefe erreicht hat, richtet man das Flötz mit einem Querſchlag aus. Auf demſelben, dicht am Liegenden treibt man nun eine ſtreichende Strecke und zwar ſo weit als möglich von dem Querſchlag entfernt. An ihrem Ende treibt man ein ſöhliges Querort in das Flötz vom Liegenden nach dem Hangenden, gibt ihm dieſelbe Höhe, wie der Grundſtrecke und verſetzt es darauf von dem Hangenden nach dem Liegenden zu. Man gewinnt auf dieſe Weiſe eine erſte Kohlenmaſſe, dann dicht daneben auf gleiche Weiſe eine zweite, darauf ein dritte, vierte u. ſ. w., indem man nach dem Querſchlag zurückgeht.

Während des Betriebs der ſtreichenden Strecke wird eine andere dicht darüber anfangen, deren Betrieb aber gegen den der erſtern zurück iſt. Nachdem das erſte Querort ſchon verſetzt worden iſt, wird ein anderes darüber getrieben, indem es den Bergverſatz zur Sohle hat. Dieſes Ort wird ebenfalls von dem Hangenden zum Liegenden verſetzt und darneben eine zweite obere Reihe von Oertern über der erſten abgebauet. Ueber der zweiten Etage wird eine dritte abgebauet u. ſ. f. und man gewinnt auf dieſe Weiſe das ganze Flötz.

Man bauet mittelſt dieſer Methode das mächtige Steinkohlenflötz im Creuſot in Frankreich ab. Die Hauptſchwierigkeit, welche der Querbau darbietet, ſind die zum Verſatz erforderlichen Berge. Zu Creuſot führt man ſie vom Tag ab in die Grube; man kann ſich dieſelben aber auch, wie bei dem Ungariſchen Querbau (Bd. II. S. 332 rc.), dadurch verſchaffen, daß man in das feſte Nebengeſtein weite glockenförmige Räume treibt, in denen von ſelbſt Brüche entſtehen.

Eine ähnliche Methode kann auch leicht zum Abbau ſehr mächtiger, flachfallender Flötze angewendet werden. Man gewinnt alsdann erſt die untern Lagen, verſetzt die abgebaueten Räume und darauf die obern, wobei die Bergverſatzung als Sohle dient. Die Abbauſtrecken werden alsdann ſtreichend nach dem Liegenden aufgefahren.

Sobald ein Kohlenflötz über der Schachtſohle vollſtändig abgebaut iſt, ſo ſchreitet man zum Abbau des unter derſelben liegenden Theils, wobei man ſtets eine von den erwähnten Methoden anwendet. Gewöhnlich teuft man den Hauptſchacht alsdann noch weiter ab und richtet von dem Tiefſten aus das Flötz durch einen Querſchlag aus, der dann den tiefſten Punkt des abzubauenden Theils treffen muß.

Wenn mehrere Flötze über einander liegen und durch mächtige und feſte Geſteinbänke getrennt ſind, ſo baut man erſt die unterſten Flötze ab. Die Kohle der obern Flötze wird dadurch etwas brüchiger, läßt ſich aber auch leichter gewinnen. — Sind aber die Geſteinlager nicht ſehr mächtig, oder haben ſie nur eine geringe Feſtigkeit, ſo beginnt man mit dem Abbau der obern Flötze.

Bis jetzt haben wir das Antreffen von Geſteinsgängen (Dykes) oder Rücken beim Streckenbetrieb unberückſichtigt gelaſſen. Kommt man aber bei dem Betrieb einer Grundſtrecke auf eine ſolche, ſo wird dieſelbe gewöhnlich einige Yards über dieſelbe hinaus getrieben und die Stärke der Verwerfung durch ein Bohrloch unterſucht. Das Flötz ſucht man alsdann durch einen Querſchlag von der Grundſtrecke ab wieder auszurichten. Zuweilen ſinkt man auch, ſtatt des Bohrlochs, auf dem Fallen des Rückens oder Geſteinsganges einen Schacht ab, um durch denſelben das Flötz wieder auszurichten.

Trifft man beim Betriebe der ſchwebenden Strecken Rücken, ſo durchörtert man dieſelben nach den Umſtänden auf verſchiedene Weiſe. Iſt das Flötz nach unten zu verworfen und überſteigt die Verwerfung nicht 25 Fuß, ſo treibt man von oben nach unten zu, auf dem Fallen des Rückens, oder nach einer geringern Neigung, eine abfallende Strecke. Die Förderung geſchieht alsdann dieſe Strecke aufwärts und die Waſſerhaltung mittelſt eines gußeiſernen Hebers. Der kurze Schenkel deſſelben liegt auf der Sohle der durch das Geſtein getriebenen Strecke und der lange auf der einen ſchwebend auf dem Flötz geführten. Erſterer geht von einem Sumpf ab, in welchem ſich alles Waſſer von dem verworfenen Theile des Flötzes ſammelt und der zweite reicht bis zum Sumpf des Maſchinenſchachtes. Beide Enden des Hebers ſind mit Hähnen verſehen und der Hals (oder der gekrümmte Theil) mit einer ſenkrechten, in einem Trichter endigenden und ebenfalls einen Hahn habenden Röhre.

Beträgt aber die Höhe der Verwerfung mehr als 25 Fuß, ſo kann man keinen Heber mehr anwenden, ſondern man muß ſich der Pumpen bedienen. — Iſt die Höhe der Verwerfung beträchtlich, ſo verbindet man die beiden durch den Rücken getrennten Theile des Flötzes durch einen ſöhligen Querſchlag, oder wenn das Flötz ein geringes Fallen hat, ſo daß jener ſehr lang werden würde, durch eine auf

dem Fallen des Geſteinsganges getriebene Strecke, oder durch einen Schacht und eine Strecke.

Findet die Verwerfung des Flötzes nach oben hin ſtatt, ſo verbindet man die verworfenen Theile durch einen Schacht oder durch eine geneigte Strecke, die von unten nach oben zu getrieben werden.

## XV. Kohlengewinnung.

Die Einrichtung des Abbaues der Kohlenflötze trägt ſehr weſentlich dazu bei, die Gewinnung der Kohlen wohlfeiler oder theurer zu machen. In engen Strecken, wo in beiden Stößen ein Schlitz geführt werden muß; die unterſchrämten und durchſchlitzten Bänke ſehr in der Klemme ſitzen und nicht durch ihr eignes Gewicht losgezogen werden, kann der Häuer in gleicher Zeit kein ſo großes Kohlenquantum ſchaffen, als vor breiten Oertern, wo dieſe Uebelſtände nicht ſtattfinden. Dennoch gibt es bei jedem Flötz eine gewiſſe Breite des Stoßes, welche die möglichſt größte Leiſtung des Häuers bedingt und über die hinaus ſie ihm nicht mehr zu ſtatten kommt, vielleicht ſogar wieder hinderlich wird. Die Zimmerung, welche beim Streckenbetrieb und dem Abbau angewendet wird, nimmt auf vielen Deutſchen Gruben einen großen Theil der Zeit des Kohlenhäuers in Anſpruch und vertheuert daher die Kohlengewinnung. Dieſer Umſtand verdient mehr in Betracht gezogen zu werden, wenn die Leiſtungen der Häuer auf Kohlenflötzen in England und in Deutſchland mit einander verglichen werden.

Von ganz beſonderm Einfluſſe auf die Menge der in gleicher Zeit von einem Häuer zu gewinnenden Kohlen iſt die Beſchaffenheit des Kohlenflötzes und hierbei wieder vorzüglich die des Schrames. Die meiſten Kohlenflötze enthalten Lagen von unreiner und milder Kohle oder Brandſchiefer, oder Schichtungsklüfte, in deren Nähe die Kohle weniger feſt iſt, auf denen geſchrämt werden kann. Die größere und geringere Feſtigkeit dieſer Lagen, ihr Vorhandenſeyn und Fehlen erleichtert und erſchwert ganz ungemein die Gewinnung der Kohlen und zwar in einem ſo hohen Grade, wie man es kaum erwarten ſollte. Die Abtheilung des Kohlenflötzes in Bänke; der Grad der Leichtigkeit, mit der ſich dieſelben von einander ablöſen; die Feſtigkeit der Kohle ſelbſt; die Beſchaffenheit, Lage und Menge der das Flötz durchſetzenden Klüfte äußern immer einen beträchtlichen Einfluß auf die Leiſtung des Häuers. Die Art des Baues muß ſo gewählt werden, daß alle dieſe einzelnen Umſtände dabei Berückſichtigung finden. Allgemeine Grundſätze können bei der Beurtheilung des einzelnen Falles eben ſo wenig angewendet werden, als dies bei der ganzen Vorrichtung eines Flötzes möglich iſt, indem ein jeder einzelne Umſtand dabei beſonders in Betracht gezogen werden muß und derſelbe nur diejenige Berückſichtigung finden kann,

welche ihm das Zuſammenwirken aller übrigen erlaubt. Nur der durch viele Erfahrungen erworbene praktiſche Blick läßt hier das Richtige und Beſte erkennen, indem er die Geſammtheit der Verhältniſſe auffaßt. Dabei ſchließt ſchon die ganze Anordnung des Betriebes viele Möglichkeiten aus. Die Vergleichung der Leiſtungen der Häuer auf verſchiedenen Flötzen wird daher nur ſelten zu einem Urtheile führen können, wo die zweckmäßigſten Methoden bei der Gewinnung angewendet werden und wo es gelungen iſt, alle lokalen Verhältniſſe zu dem größten Vortheile zu benutzen. Dennoch gewähren dieſe Vergleichungen eine Ueberſicht deſſen, was in jedem Reviere zu erreichen bisher möglich geweſen iſt und erläutern, welcher Theil der Betriebskoſten weder durch Größe der ganzen Anlagen, noch durch Anwendung künſtlicher Vorrichtungen vermindert werden kann.

Nachſtehende Angaben der Leiſtungen der Häuer auf einigen Gruben in England werden zur Vergleichung mit andern Revieren dienen können und zeigen, daß die Beſchaffenheit der Flötze ſelbſt in jenem Lande ſehr vortheilhaft auf den Betrieb und die Selbſtkoſten der Kohlen einwirkt.

Landoregrube bei Swanſea in Süd-Wales; auf einem 3 Fuß mächtigen, fette und ziemlich milde Kohlen führenden Flötze gewinnt der Häuer vor $2\frac{1}{2}$ bis 3 Lachter breiten Abbauſtrecken in der 8ſtündigen Schicht 30 bis 35 Tonnen Preuß. (1 Preuß. Tonne = 4 Ctr.). Vor einem ſolchen Orte arbeitet nur ein Häuer; die Förderſtrecke wird in der Mitte gehalten; die Berge werden an beiden Stößen verſetzt; Zimmerung kommt nur ſelten vor und wird von beſondern Zimmerlingen verrichtet.

Clydachgrube, eine Meile oberhalb Swanſea; auf einem 5 bis $5\frac{1}{2}$ Fuß mächtigen, feſte und ſtückreiche Kohlen führenden Flötze gewinnt der Häuer vor ſehr ſchwach ausſteigenden, diagonalen $2\frac{5}{8}$ Lachter breiten Abbauſtrecken und Pfeilerdurchhieben in der 8ſtündigen Schicht 25 Preuß. Tonnen. Mit der Zimmerung hat hier der Häuer ſehr wenig zu thun, denn auf 100 Kubikfuß geförderte Kohlen kommt nur 1 Kubikfuß verbrauchtes Stempelholz.

Cwrnllynfellgrube, drei Meilen oberhalb Swanſea; auf einem 5—6 Fuß mächtigen, ſehr feſte Kohlen führenden Flötze gewinnt der Häuer in $2\frac{5}{8}$ Lachter breiten Abbauſtrecken und Pfeilerdurchhieben in der 8ſtündigen Schicht 10 bis $12\frac{1}{2}$ Preuß. Tonnen. Die Zimmerung beſchäftigt denſelben eben ſo wenig, wie auf der vorigen Grube. Nur die Feſtigkeit des Schrames und die wenigen Klüfte bewirkten, daß der Häuer bei gleicher und etwas größerer Flötzmächtigkeit, bei gleicher Einrichtung der Arbeit nur die Hälfte der Kohlen in derſelben Zeit liefert, wie auf der vorigen Grube.

Auf der Large Vein der zu dem Eiſenwerke Dowlais bei Merthyr Tydwyll in Süd-Wales gehörigen Grube, einem 8—9 Fuß

mächtigen Flötze, welches ziemlich feſte, ſtückreiche Kohlen führt, gewinnt der Häuer vor $3 - 3\frac{1}{2}$ Lachter breiten ſtreichenden Abbauſtrecken in 8ſtündiger Schicht nur $12\frac{1}{2} - 15$ Preuß. Tonnen Stückkohlen; die Grußkohlen betragen höchſtens $\frac{1}{8}$, ſo daß alſo die Leiſtung des Häuers ſich bis auf 15 und 18 Tonnen überhaupt erhebt; die letztern werden größtentheils in der Grube verſetzt und nur diejenigen gefördert, welche auf dem Eiſenwerke bei den Dampfmaſchinen verbraucht werden.

Auf dem $4\frac{3}{4} - 5\frac{1}{2}$ Fuß incl. $\frac{1}{3} - 1\frac{1}{4}$ Fuß Bergmittel mächtigen Flötze der Grube Horſehay in Shropſhire gewinnt ein Häuer vor dem Strebe in der 18ſtündigen Schicht 15 Preuß. Tonnen. Die Häuerarbeiten ſind aber getheilt. Der Schramhäuer muß einen 9 Yards breiten Stoß 1 Yard tief verſchrämen, oder $1\frac{3}{4}$ Quadratlachter dieſes verſchrämten Raumes ſchüttet an 80 Preuß. Tonnen, von denen aber ein Theil als Grußkohle in der Grube bleibt und nicht mitgefördert wird.

Auf der Eltonheadgrube in Lancaſhire, auf einem 5 Fuß mächtigen Flötze, gewinnt der Häuer in der 12ſtündigen Schicht, vor $2\frac{1}{8}$ bis 3 Lachter breiten Pfeilern, 30 Preuß. Tonnen. Die Kohle iſt ziemlich feſt; die unterſte 1 Fuß mächtige Bank iſt ſtänglich abgeſondert und geht in Kennelkohle über.

Auf der Haighgrube bei Wigan in Lancaſhire, auf einem 22—36 Zoll mächtigen Flötze von Kennelkohle, gewinnt der Häuer in 10 Arbeitsſtunden $12\frac{1}{2}$ Preuß. Tonnen. Der Schram kann nicht tief geführt werden, weil die Lage nicht mächtig iſt, in der er geführt werden muß und die Kohlen ſich ihrer Feſtigkeit wegen gar nicht dazu eignen; die vielen ſenkrechten und ziemlich offenen Klüfte erleichtern dagegen auch wieder die Gewinnung; und eben ſo die ſtarke Ablöſung des Flötzes vom Hangenden.

Auf der Grube Whingill bei Whitehaven in Cumberland gewinnt ein Häuer auf dem 10 Fuß mächtigen Flötze Main ſeem vor dem $1\frac{7}{8}$ Lachter breiten Streckenörtern, wo ſelten Zimmerung vorkommt, $16\frac{1}{2}$ Preuß. Tonnen; vor dem Pfeilerbau, wo $2\frac{1}{2}$ Lachter breite Stöße zu beiden Seiten der Strecken verhauen werden und mehr Zimmerung, in einzelnen Stempeln beſtehend, angewendet werden muß, 18 Preuß. Tonnen.

Auf dem nur $4 - 4\frac{1}{2}$ Fuß mächtigen Flötze Bannock Band wird bei dem Streckenbetrieb ein eben ſo großes Quantum von dem Häuer verlangt, als auf dem mehr als noch einmal ſo mächtigen Main ſeem. Die Schichtzeit iſt bei den Gedingearbeitern nicht ganz feſt beſtimmt und da die Arbeiten nur auf $\frac{2}{3}$ belegt ſind, ſo kann man dieſelbe immer zu 10 Stunden annehmen. Der Steiger fährt in der Frühſchicht 9 Stunden, in der Abendſchicht ſo lange, bis die Schachtsförderung das beſtimmte Tagewerk herausgeſchafft hat.

Auf der Hettongrube 1½ Meile von Sunderland in Durham ſchrämt der Häuer vor der 4 Yards breiten Abbauſtrecke 1 Yard tief; ſchlitzt in beiden Stößen und ſchlägt das Kohl herein, wobei er auf dem 6½ mächtigen Hutton ſeem 10 — 11 Tonnen Stückkohlen und Brocken gewinnt; 10 Prozent Grußkohlen fallen noch außerdem. Mit der Zimmerung, wo ſolche erfordert wird, hat der Kohlenhäuer nichts zu thun, indem ſie von beſondern Zimmerlingen verrichtet wird. Die Arbeitszeit kann auf 9 Stunden angenommen werden, indem auch hier nur eine Belegung auf ⅔ Statt findet, mithin die Zeit der Arbeiter nicht ſo genau beſtimmt iſt.

Auf der Killingworthgrube in Northumberland gewinnt ein Häuer auf dem 6 Fuß mächtigen Highmainflötze vor dem Pfeilerbau, bei ⅞ Lachter breiten Theilungsörtern und der Fortnahme von 1¾ Lachter breiten Stößen, in 8 bis 9 Arbeitsſtunden 26½ Preuß. Tonnen. Wenn die Grußkohlen in der Grube bleiben und nicht mitgefördert werden, ſo liefert der Häuer in der Schicht nur 16 Preuß. Tonnen Stückkohlen und Brocken. Da hierbei Stempel geſetzt und wieder gewonnen werden, ſo iſt dies ein überaus großes Quantum und zeigt, wie leicht ſich die Newcaſtler Flötze bearbeiten laſſen. Der Schram iſt milde, der Druck des Hangenden auf den Pfeilern hat die Ablöſungen ſo offen gemacht, daß das Hereintreiben der Bänke ſehr leicht iſt. Im friſchen Feld iſt das Kohl ſo feſt, daß daſſelbe nach dem Unterſchrämen und Schlitzen hereingeſchoſſen werden muß.

Die Beſchaffenheit der Kohlenflötze in den Schottiſchen Revieren iſt ſehr verſchieden; auf der zu dem Clyde Ironwork gehörigen Grube zwei Meilen von Glasgow liefert ein Häuer bei 2 bis 3 Lachter breiten Abbauſtrecken auf dem 2¾ Fuß mächtigen Splint Coalflötze 7 Preuß. Tonnen; der Schram und das Kohl iſt feſt. Dagegen liefert ein Häuer auf den 4 bis 5 Fuß mächtigen Flötzen der Grube Thornhill bei Johnſtone unfern Paisley ebenfalls vor Abbauſtrecken 25 — 30 Preuß. Tonnen. Die Kohlen ſind ſtückreich, der Schram milde, auf einem dieſer Flötze findet ſich Kennelkohle.

Auf dem 4½ Fuß mächtigen Flötze zu Brora in Sutherland (welches einer jüngern Formation, dem untern Dolith angehört) liefert ein Häuer in 8 bis 9 Stunden vor Strebbau 12½ bis 14 Tonnen Kohlen. Dieſelben ſind milde, aber der Bergverſatz und die Zimmerung erfordern mehr Zeit als gewöhnlich.

Reſultate der Kohlengewinnung auf einigen Belgiſchen Revieren. — Zur Vergleichung dieſer Leiſtungen bei der Kohlengewinnung in England mögen nachſtehende Angaben aus andern Revieren hier Raum finden. Die übrigen techniſchen Verhältniſſe dieſer Steinkohlengruben lernen wir im nächſten Kapitel kennen.

Lüttich. Auf dem bis 4 Fuß mächtigen Flötze Crusny auf der Grube Horlot bei St. Gilles unterſchrämt der Häuer in der 8ſtündigen Schicht 32 Quadratfuß Lütt. Maas (28 Quadratfuß Preuß.) vor einem $2\frac{3}{8}$ Lachter breiten Orte, ſchlitzt und ſchlägt die Kohle her. Das Ort iſt mit drei Mann belegt; der Schram wird 4 Fuß Lütt. (45 Zoll Preuß.) tief geführt. Der Häuer liefert 18 bis 20 Preuß. Tonnen in der Schicht.

Auf dem $3\frac{1}{2}$ Fuß incl. 1 Fuß Berge mächtigen Flötze Grande Veine der Grube Nouvelle Haye ebendaſelbſt unterſchrämt der Häuer vor den $3\frac{1}{2}$ Lachter breiten ſtreichenden Abbauſtrecken 24 Quadratfuß Lütt. (21 Quadratfuß Preuß.), ſchlitzt und treibt die Kohle herein, verſetzt die Berge; das Ort iſt mit ſechs Mann belegt; der Schram 45 Zoll Preuß. tief. Der Häuer liefert in der 8ſtündigen Schicht 10 bis 11 Tonnen Preuß.

Auf dem 2 Fuß mächtigen Flötze Marais der Grube Plombterie bei der Citadelle von Lüttich gewinnt ein Häuer in der 8ſtündigen Schicht vor den 5 Lachter breiten Abbauſtrecken $10\frac{3}{4}$ Preuß. Tonnen; die Oerter ſind mit ſechs Mann belegt und der Schram wird in der Schicht 5 Fuß Lütt. (56 Zoll Preuß.) tief geführt; auf dem 3 Fuß mächtigen Flötze Veine de 4 pieds derſelben Grube verſchrämt ein Häuer in der Schicht 1 Lachter Länge $\frac{1}{2}$ Lachter tief und gewinnt dabei 15 Tonnen Kohlen; 1 Tonne Grußkohle bleibt in dem Bergverſatz in der Grube. Alle die vorgenannten Flötze fallen weniger als 5°.

Auf dem 3 bis 4 Fuß mächtigen Halbarrie der Grube Bouc et Gaillard-cheval bei Voteme, welches mit 15—20° einfällt, liefert ein Häuer in der 8ſtündigen Schicht vor 5 Lachter breiten Abbauſtrecken 15 bis 20 Tonnen Preuß. Die Oerter ſind mit fünf Mann belegt; es wird in der Schicht $\frac{1}{2}$ Lachter tief geſchrämt. Das Kohl iſt feſt und ſtückreich, der Schram aber wie auf den meiſten Lütticher Flötzen ſehr milde.

Auf der Grube Chartreuſe wird die Veine Diamant 40 Zoll mächtig 55° fallend bebaut. Vor einer 2 Lachter hohen Abbauſtrecke ſchlagen zwei Häuer und ein Gehülfe, der die Berge verſetzt und kleinere Nebenarbeiten verrichtet, in der Schicht 45 Zoll heraus; auf einen Arbeiter kommen daher 11 Tonnen und auf jeden Häuer 17 Tonnen; bei dem Pfeilerabbau auf dieſem Flötze liegen vor einem 9 Lachter hohen Pfeiler neun Häuer, 4 Gehülfen und zwei Zimmerlinge und dieſe liefern zuſammen in der Schicht 165 Preuß. Tonnen; ein Arbeiter 11 Preuß. Tonnen und auf einen Häuer kommen $18\frac{1}{3}$ Tonnen. Auf dem kaum 1 Fuß mächtigen Flötze Petite Veine gewinnt der Häuer vor den 8 Lachter breiten Abbauſtrecken 6—$6\frac{1}{4}$ Preuß. Tonnen in der Schicht. Das Ort iſt mit vier Häuern belegt; der Schram wird 28 Zoll tief geführt. Die För-

derſtrecke wird von andern Häuern nachgeriſſen, welche auch den Bergverſatz nachzuführen haben.

Auf dem 44 Zoll mächtigen, faſt ſeigerfallenden Flötze Houlleur der Grube Marhay bei Val St. Lambert gewinnt ein Häuer in der zwölfſtündigen Schicht vor einem 8 Lachter hohen Stoßbau 11 Tonnen Preuß. Derſelbe iſt mit acht Häuern belegt, der Schram wird 45 Zoll tief geführt; der Schram iſt milde und eben ſo das Kohl. Die Zimmerung und der Bergverſatz aber ſchwieriger als auf den flachgeneigten Flötzen.

Mons. Auf den Flötzen Braize und Grand Frainoir des Schachtes Marie Joſeph II., Conceſſion Rieu du Coeur, welche jedes 3 Fuß mächtig und flach gelagert ſind, gewinnt ein Häuer vor den 6¾ Lachter breiten Strebſtößen 9¼ Tonnen Preuß. Kohlen; derſelbe verſchrämt dabei eine Stoßlänge von 67½ Zoll (1 Toiſe zu 6 Lütt. Fuß gerechnet) auf eine gleiche Tiefe, ſo daß er während der Schicht, die 9 bis 10 Stunden dauert, wenigſtens zwei Mal hereinſchlagen und an einem Stoße ſchlitzen muß. Die unreineren Lagen des Flötzes werden mit in die Berge verſetzt.

Auf dem 2½ Fuß mächtigen Flötze Grande Veine der Grube Grand Horna unterſchrämt ein Häuer in der Schicht den Strebſtoß auf 2 Meter (76½ Fuß Preuß.) Länge 1,5 Meter (57 Zoll Preuß.) tief und gewinnt dabei zwar 12 bis 15 Preuß. Tonnen; derſelbe verrichtet jedoch nicht alle Häuerarbeiten, ſondern es ſind auf funfzig Schramhäuer noch zehn beſondere Schlitzhäuer (Coupeurs de la Veine) und 22 Streckennachreißer (Coupeurs de Voie) beſchäftigt, welche letztern auch den Bergverſatz nachführen. Auf dieſe Mannſchaft vertheilt, kommen auf einen Arbeiter nur 7,3 — 9,1 Preuß. Tonnen, wobei jedoch zu bemerken iſt, daß das Streckennachreißen gewöhnlich unabhängig von der Kohlengewinnung geſchieht und auch bei den meiſten vorſtehenden Angaben nicht damit einbegriffen iſt.

Anzin. Auf der 3 Fuß mächtigen, 18—20 Zoll reines Kohl führenden Grande Veine des Schachtes Charles verſchrämt ein Häuer vor den 10 Meter (4¾ Lachter) hohen Strebſtößen eine Länge von 5 Meter gewöhnlich 1,2 Meter (45½ Zoll Preuß.) tief, ſchlitzt und ſchlägt das Kohl herein, welches ſehr milde iſt und gewinnt dabei in 8—11 Arbeitsſtunden 15 Tonnen Preuß. Das Maas, welches derſelbe herausſchrämen muß, iſt 1 Meter (38¼ Zoll), doch wird gewöhnlich mehr geleiſtet; dabei würden auf dieſem Flötze 12½ Tonnen fallen.

Auf den ſchwächſten und am ſchwerſten zu bearbeitenden Flötzen in Anzin liefert ein Häuer in der Schicht noch 5 Tonnen, wobei aber zu bemerken iſt, daß das Kohl ſehr milde und wenig ſtückreich iſt.

Reſultate der Kohlengewinnung auf einigen Revieren im Preußiſchen Staate. — Saarbrücken. Auf

dem Ingersleben-Flötze der Grube Prinz Wilhelm bei Gersweiler, welches unter 50° fällt, gewinnt ein Häuer vor den 3 Lachter breiten ſchwebenden und diagonalen Abbauſtrecken in der achtſtündigen Schicht 6,62 Preuß. Tonnen; vor den 4 Lachter breiten, dadurch vorgerichteten Pfeilern 7,76 Preuß. Tonnen. Das Flötz beſteht aus 18 Zoll Firſtkohle, 15 Zoll Schiefer, 14 Zoll Kohle, 4 Zoll Letten, 48 Zoll Bankkohlen, Schramletten, zuſammen 1 Lachter Kohle und ½ Lachter Berge. In den Strecken wird die Firſtkohle angebaut, alſo nur 63 Zoll Kohle gewonnen und erſt bei dem nachfolgenden Pfeilerbau wird dieſe Kohlenbank mit dem Rauben der Stempel zuſammen weggenommen. Die Kohle iſt ſo feſt, daß beim Streckenbetrieb auf 100 Tonnen Kohlen 1½ Pfund Pulver verbraucht werden, beim Pfeilerbau etwas weniger.

Auf der Grube Friedrichsthal, deren Flötz mit 5° fällt und welches aus 48 Zoll Firſtkohle, 1 Zoll Schieferthon, 27 Zoll Kohle, 2 Zoll Schieferthon und zwei 12 und 15 Zoll ſtarken Kohlenbänken beſteht, zuſammen 1¼ Lachter Kohle enthält, gewinnt ein Häuer vor den 2½ Lachter breiten ſtreichenden Abbauſtrecken, in denen die Firſtkohle angebaut und nur 54 Zoll Kohle fortgenommen wird, 5,43 Preuß. Tonnen; vor den 3 Lachter breiten Pfeilern, wo die 48zöllige Firſtkohle mitgenommen wird, 8,05 Preuß. Tonnen. Bei dem Streckenbetriebe werden auf 100 Tonnen Kohlen beinahe 2 Pfd. Pulver verbraucht; bei dem Pfeilerbau dagegen werden die Bänke nur hereingetrieben und nicht geſchoſſen.

Auf dem funfzehnten Flötze der Sulzbach-Duttweiler-Grube von 30—36 Zoll Mächtigkeit und 6 Zoll Schramberge am Liegenden, welches mit 35—40° einfällt, gewinnt ein Häuer vor 8 Lachter breiten Abbauſtrecken 2,7 Preuß. Tonnen; vor 9 Lachter hohen Pfeilerſtößen 3,44 Preuß. Tonnen. Das Hangende iſt ſchlecht, die Stempel müſſen mit 2—3 Fuß langen Anpfählen verſehen werden. Die Förderſtrecke wird im Liegenden nachgeriſſen, welches die Häuer beim Streckenauffahren verrichten.

Auf dem Flötze zu Hirtel von 30 Zoll Mächtigkeit und 3 bis 4 Zoll Schramberge auf dem Liegenden, welches mit 12—150° fällt, wird ein 15 Lachter breiter Streb fortgenommen, vor dem ein Häuer in der achtſtündigen Schicht 3,34 Preuß. Tonnen gewinnt. Das Hangende iſt ſchlecht, auf 3 Tonnen Kohlen wird ein Stempel verbraucht. Die Förderſtrecke wird von den Kohlenhäuern dem Strebe nachgeführt und muß mit Thürſtöcken und Kappen verzimmert werden.

Dieſe Angaben beziehen ſich auf eine Belegung zu ⅔, wobei die Schichtzeit von 8 Stunden inne gehalten werden muß. Nach einem zweijährigen Durchſchnitte verhalten ſich die Leiſtungen der Häuer bei ⅔ und bei ½ Belegung wie 10 : 11; was hauptſächlich der Verlängerung der Schichtzeit in dem letztern Falle zuzuſchreiben

ſeyn dürfte. Nach einem Durchſchnitte von vierzehn verſchiedenen Flötzen, auf denen während zwei Jahren Streckenbetrieb und Pfeilerabbau Statt fand, liefert ein Häuer bei ⅔ Belegung vor den Abbauſtrecken 5,096 Tonnen; vor dem Pfeilerabbau 5,843 Tonnen und dieſe Leiſtungen verhalten ſich wie 100 : 115. Die beiden zuerſt angeführten Fälle umfaſſen die größten Leiſtungen im ganzen Reviere; der dritte die kleinſte. Die Kohle, ſo wie der Schram iſt ſehr feſt; beſonders iſt die Gewinnung ſtarker Bänke, wegen des Mangels von Querklüften oder Schlechten, ſchwierig und erfordert viel Pulver, indem das Hereintreiben verhältnißmäßig mehr Zeit erfordern und weniger Stückkohlen liefern würde, der ſtärkſte Pulververbrauch iſt auf dem 6 Fuß mächtigen Heinrichflötze der Gerhardgrube, wo derſelbe bei dem Betriebe der 3 Lachter breiten diagonalen Abbauſtrecken auf 100 Tonnen 4¼ Pfund beträgt.

Worm oder Bardenberg. Auf dem Flötze Groß-Langenberg der Grube Neu-Langenberg liefert ein Häuer vor den 3 Lachter breiten Abbauſtrecken 12½ Tonnen Preuß., vor den 4 Lachter breiten Pfeilern 17½ Tonnen. Das Flötz iſt 5 Fuß mächtig, ohne Bergmittel, fällt mit 20—30°; das Hangende und Liegende iſt gut, die Kohle feſt, hat aber viele Ablöſungen, ſo daß zur Gewinnung niemals Pulver gebraucht wird, indem die großen Stücke leicht hereinbrechen.

Auf dem Flötze Rauſchenwerk der Grube Sichelſcheid, welches aus zwei Kohlenbänken von 12 und 18 Zoll Stärke und dazwiſchen liegenden 6zölligem Bergmittel beſteht, mit 20—30° fällt, gewinnt ein Häuer vor den 3 Lachter breiten, ſtreichenden Abbauſtrecken in der Schicht 9½ Tonnen; vor den 4 Lachter breiten Pfeilern 11¼ Tonnen; der Schram iſt ſehr gut, Hangendes und Liegendes feſt; die Arbeitszeit kann in dieſem Reviere bei zwölfſtündigen Schichten zu 9—10 Stunden angenommen werden. Der Durchſchnitt der Häuerleiſtungen beim Streckenbetriebe auf zehn verſchiedenen Flötzen ergibt 9,8 Tonnen; beim Pfeilerabbau auf acht verſchiedenen Flötzen 14,9 Tonnen. Auf dem flachen 20—30° fallenden Flügel verhält ſich die Leiſtung vor den Abbauſtrecken und den Pfeilern wie 10 : 14. Das Verhältniß ſtellt ſich alſo bei dieſen Flötzen, welche ſehr regelmäßige und viele parallele Schlechten haben, für den Pfeilerbau günſtiger als auf den ſehr feſten Saarbrücker Flötzen. Auf fünf verſchiedenen Gruben dieſes Reviers werden die Flügel eines und deſſelben Flötzes gebaut, die Mächtigkeit deſſelben wechſelt nur zwiſchen 36 und 42 Zoll und dennoch ſchwanken die Häuerleiſtungen vor den 3 Lachter breiten Abbauörtern zwiſchen 10 und 13 Tonnen. Nur auf einem ſtehenden Flügel wird beim Betriebe 1½ Lachter hoher Abbauſtrecken Pulver angewendet und auf 100 Tonnen Kohlen etwas über 2½ Pfund Pulver verbraucht.

Inde oder Eſchweiler. Auf dem Schlemmerich der Grube Centrum, welches mit 30—40° einfällt, zwei Kohlenbänke von 12 und 24 bis 30 Zoll, mit dazwiſchen liegenden Schrambergen von 2—12 Zoll führt, gewinnt ein Häuer in der zwölfſtündigen Schicht (11 Arbeitsſtunden) vor den 2 Lachter breiten Abbauſtrecken 10½ Tonnen Kohlen; vor den 4 Lachter hohen Pfeilern 18,9 Tonnen. Der Schram iſt ganz milde; es fallen ſehr wenige Stücke.

Auf dem Flötze Kirſchbaum derſelben Grube, welches 16 bis 18 Zoll mächtig iſt, liefert ein Häuer vor den 3 Lachter breiten Abbauſtrecken nur 3 Tonnen; vor den 10 Lachter hohen Pfeilern 3¾ Tonnen. Der Schram iſt ſehr feſt; häufig mit Schwefelkies durchzogen; am Hangenden kommt an einigen Punkten noch Brandſchiefer vor und alsdann hört die Bauwürdigkeit des Flötzes auf.

Im Durchſchnitt von zwölf Flötzen, deren Mächtigkeit nicht über 2 Fuß ſteigt, gewinnt ein Häuer vor 2—3 Lachter breiten Abbauſtrecken 7,05 Tonnen; vor den 4—10 Lachter hohen Pfeilern 13,18 Tonnen; die Leiſtungen vor den Strecken und Pfeilern verhalten ſich daher wie 100 : 188. Die hohen Pfeiler wirken daher hier ſehr vortheilhaft auf die Kohlengewinnung ein, indem auch bei dem Streckenbetriebe die Nachreißung für die Förderbahn und das Verſetzen der Berge einen großen Theil der Zeit des Häuers fortnimmt. Die Kohlen ſind im Allgemeinen ſehr milde und wenig ſtückreich.

Eſſen, Werden, Mark. Auf dem flachen Flötze Sonnenſchein der Grube Kunſtwerk, welches 5 Fuß Kohle und 1 Fuß Schramberge führt, gewinnt ein Häuer in der achtſtündigen Schicht vor den 3 Lachter breiten Abbauſtrecken 12 Tonnen; vor den 4 Lachter breiten Pfeilern 18¾ Tonnen. Das Kohl iſt feſt und ſtückreich; das Hangende ſchlecht und muß in den Strecken mit Kappen (Schaalhölzern) gezimmert werden.

Auf dem Flötze Schinkenbank der Grube Ver. Gucks, welches 4 Fuß mächtig iſt, mit 60° fällt, liefert ein Häuer vor den 1 Lachter hohen Abbauſtrecken und den 3 Lachter hohen Pfeilern 18¾ Tonnen in der Schicht. Schram und Kohl iſt ſehr milde und letzteres von vielen Ablöſungen durchſetzt.

Auf dem mit 5—10° fallenden Flötze Untere Girondelle des Baldeneyer Erbſtollens, welches nur 1 Fuß mächtig iſt, liefert der Häuer vor Strebbau, deſſen Stöße 6 Lachter breit ſind, 5 Tonnen in der Schicht. Schram und Kohl iſt feſt, letzteres ſtückreich.

Auf dem Flötze der Grube Trappe, von 4½ Fuß reinem Kohl und ½ Fuß Brandſchiefer, welches ſehr flach auf einem Sattel, aber bis zu 30—40° auf den Flügeln fällt, gewinnt ein Häuer vor den 2 Lachter breiten ſtreichenden Abbauſtrecken 20 Tonnen, vor den 5—10 Lachter breiten Pfeilern 23¼—25 Tonnen; der Schram wird in dem Brandſchiefer geführt, das Kohl iſt ſtückreich und hat ziemlich offne Ablöſungen.

Auf dem 4 Fuß mächtigen (excl. 1 Fuß Brandſchiefer) Flötze Breitebank der Zeche Dachs und Grevelsloch, welches mit 50—60° einfällt, gewinnt ein Häuer vor den $1\frac{1}{4}$ Lachter hohen ſtreichenden Abbauſtrecken $18\frac{3}{4}$ Tonnen und vor den 3 Lachter hohen Pfeilern $22\frac{1}{2}$ Tonnen. Das Hangende erfordert eine beträchtliche Zimmerung mit Kappen, ſowohl in den Strecken als beim Pfeilerbau. Die Kohle iſt ziemlich milde.

Auf dem Flötze Eggerbank der Stöcker Hauptgrube, welches 7 Fuß Kohle in 3 Bänken und $4\frac{1}{2}$ Fuß Bergmittel führt, 55—60° einfällt, liefert 1 Häuer vor den $1\frac{1}{4}$ Lachter hohen Abbauſtrecken in der Schicht nur $5\frac{1}{2}$ Tonnen, vor den 3 Lachter hohen Pfeilern $6\frac{1}{4}$ Tonnen. Das Hangende iſt flüchtig; die ſchwere Zimmerung und der Bergverſatz beſchäftigen den Häuer während eines großen Theiles der Arbeitszeit.

Auf dem $2\frac{1}{4}$ Fuß mächtigen Flötze Adolphine der Grube Ver. General und Erbſtolln, welches in 2 durch ein 1zölliges Bergmittel getrennten Bänken liegt, liefert 1 Häuer vor den $1\frac{1}{4}$ Lachter hohen Strecken $7\frac{1}{2}$ Tonnen, vor den $1\frac{1}{4}$ Lachter hohen Pfeilern 10 Tonnen Kohlen.

Auf dem 1 Fuß mächtigen Flötze Geitling der Grube Hellenbank, welches flach liegt und auf dem Strebbau mit 4 Lachter breiten Stößen geführt wird, liefert 1 Häuer 3 Tonnen, wobei derſelbe aber die Förderſtrecke nachreißen muß.

W a l d e n b u r g. Auf dem 12ten, 4—$4\frac{1}{2}$ Fuß (excl. $\frac{1}{2}$ Fuß Bergmittel) mächtigen Flötze der Fuchsgrube liefert ein Häuer in der 12ſtündigen Schicht vor den $\frac{3}{4}$ Lachter breiten ſtreichenden Abbauſtrecken und vor den 10 Lachter hohen Pfeilern, welche ſchwebend abgebaut werden, $10\frac{1}{2}$ Tonnen. Das Fallen des Flötzes iſt 15—20°; das Kohl iſt feſt und ſtückreich, auf 100 Tonnen werden beim Streckenbetriebe $\frac{3}{8}$ Pfund Pulver verbraucht.

Auf dem 1 Lachter mächtigen (excl. 1 Fuß Bergmittel) 7ten Flötze dieſer Grube liefert 1 Häuer vor dem 8—9 Lachter hohen Pfeiler, der ebenfalls ſchwebend abgebaut wird, nur 7 Tonnen und verbraucht auf 100 Tonnen 1 Pfund Pulver.

Auf dem Straßenflötze der Glückhilfgrube, welches 40 Zoll mächtig iſt, mit 22° einfällt, liefert 1 Häuer vor dem 12 Lachter breiten Pfeiler 7 Tonnen Kohlen.

O b e r ſ c h l e ſ i e n. Auf dem 18—20 Fuß mächtigen 5—8° fallenden Gerhardflötze der Königsgrube werden 15—16 Fuß Kohlen abgebaut; 3—4 Fuß bleiben ſtehen, ſie ſind beinahe unbrauchbar. Vor den $2\frac{1}{2}$ Lachter breiten ſtreichenden Abbauſtrecken liefert in der 12ſtündigen Schicht 1 Häuer 11,2 Tonnen, vor den $3\frac{1}{2}$ Lachter breiten Pfeilern, welche ſchwebend abgebaut werden, dagegen nur 10,6 Tonnen. Beim Streckenbetriebe gehen auf 100 Tonnen $\frac{3}{4}$ Pfund, beim Pfeilerbau $\frac{7}{10}$ Pfund Pulver auf. Das Kohl iſt ſehr

feſt und ſtückreich; die einzelnen Bänke mächtig. Die Zimmerung beim Pfeilerabbau iſt wegen der Länge des Holzes ſehr beſchwerlich (Band II. S. 561).

Auf dem 20—25 Fuß mächtigen Flötze der Carolinengrube, von denen 4—9 Fuß in der Sohle und 1 Fuß in der Firſte ſtehen bleiben, liefert der Häuer vor den 2 Lachter breiten Abbauſtrecken 10,59 Tonnen, vor den $3\frac{1}{2}$—4 Lachter breiten Pfeilern 10,6 Tonnen. Auf 100 Tonnen werden $\frac{3}{4}$—$\frac{7}{8}$ Pfund Pulver verwendet. Auf dieſen mächtigen Flötzen ſind die Leiſtungen vor den Oertern und Pfeilern ziemlich gleich, indem die Vortheile bei letzteren durch die daſelbſt erforderliche Zimmerung, welche dem Häuer viel Zeit koſtet, wieder aufgewogen werden.

Auf dem 5 Fuß mächtigen Oberflötze der Ferdinandgrube liefert 1 Häuer vor den 2 Lachter breiten Abbauſtrecken 11,85 Tonnen; vor den $3\frac{1}{2}$ Lachter breiten Pfeilern 15,17 Tonnen.

Auf dem Niederflötze der Grube Gute Einigkeit, welches 2 bis $2\frac{1}{2}$ Fuß mächtig iſt, aber nur 20 Zoll reines Kohl führt, liefert 1 Häuer vor den 5 Lachter breiten Strecken 4,64 Tonnen und eben ſo viel vor den 14 Lachter breiten Stößen.

Es iſt hieraus erſichtlich, daß die Mächtigkeit der Flötze nicht das weſentlichſte Element bei der Gewinnung der Kohlen rückſichtlich der Leiſtungen der Häuer iſt, daß vielmehr die über 4—6 Fuß mächtigen Flötze nicht mehr ſo große Quanta zu ſchaffen erlauben, als dieſe. Bei den angegebenen Leiſtungen iſt die verſchiedene Schichtzeit, welche zwiſchen 8 und 12 Stunden wechſelt, zu berückſichtigen; wobei die eigentliche Arbeitszeit von 7 bis auf $10\frac{1}{2}$ und ſelbſt 11 Stunden ſteigen mag. Völlig genau iſt dieſe Zeit, beſonders in den auswärtigen Revieren und ſelbſt in den einheimiſchen nicht zu ermitteln, indem zu viele kleine Umſtände darauf einwirken und Verſuche im Großen darüber nicht durchzuführen ſind. Es iſt nicht anzunehmen, daß die Leiſtungen in demſelben Verhältniſſe wachſen, wie die Schichtzeiten und daß z. B. ein Häuer auf der Grube Trappe in der Grafſchacht Mark in einer 12ſtündigen Schicht $37\frac{1}{2}$ Tonnen vor dem Pfeilerbau zu hauen im Stande ſeyn würde; eben ſo wenig als die Leiſtung auf der guten Einigkeit in Oberſchleſien in einer 8ſtündigen Schicht auf 3,08 Tonnen herabſinken würde. Aber auf der andern Seite iſt es eben ſo gewiß und durch ganz beſtimmte Erfahrungen erwieſen, daß in 8ſtündigen Schichten nicht ſo viel als in 12ſtündigen auf die Dauer geleiſtet werden kann. Das Urtheil über die zweckmäßigſte Dauer der Schichten iſt ſehr verſchieden; gewöhnlich halten die Sachverſtändigen diejenigen für die beſte, welche in ihrer Gegend ſich durch Gebrauch oder langjährige beobachtete Vorſchriften einmal feſtgeſtellt hat. Es kommt auf die körperliche Beſchaffenheit der Knappſchaft, auf die Sitte der Gegend, auf die Nebenbeſchäftigungen und häusliche Einrichtung der-

ſelben an; aber zu kurze Schichten, beſonders bei weiten Anfahrwegen und tiefen Gruben, dürften in gewöhnlichen Fällen, wo die Arbeit nicht ganz beſondere Körperanſtrengung erfordert, kaum für zweckmäßig zu halten ſeyn. Bei den Angaben iſt ſo viel als möglich berückſichtigt worden, daß da, wo die Arbeiten vor den Strecken und Pfeilern getrennt von verſchiedenen Häuern und in verſchiedenen Schichten verrichtet werden, dieſe mit auf die Leiſtung vertheilt werden, aber in allen Fällen findet hierbei keine völlige Gleichförmigkeit ſtatt und die Einrichtung des Gedinges, welches ſehr verſchiedenartig iſt, trägt weſentlich dazu bei, daß es kaum möglich iſt, alle Angaben auf eine übereinſtimmende Norm zurückzuführen. So iſt die Hilfeleiſtung, welche der Häuer entweder dem Fördermann, oder umgekehrt dieſer jenem leiſtet, in den meiſten Fällen gar nicht in Anſchlag zu bringen. Die Einrichtung der Förderbahn iſt bisweilen dem Streckenhäuer überlaſſen; bisweilen wird ſie von beſonderen Arbeitern beſorgt und kann nicht leicht auf die Leiſtung des erſteren in Abzug gebracht werden. Auch die Nachführung eines Wetterzugs vermindert in manchen Fällen die Leiſtung bei der Kohlengewinnung, während in anderen hierauf gar keine Zeit verloren geht. Im Allgemeinen erſcheinen zwar die Leiſtungen der Häuer in den verſchiedenen Engliſchen Revieren ſehr hoch und es kommen einzelne Fälle vor, welche die größten Leiſtungen in deutſchen Revieren übertreffen; wie ſich aber der Durchſchnitt derſelben ſtellen würde, läßt ſich hieraus gar nicht ermitteln, indem bei den Beſitzverhältniſſen der Engliſchen Gruben hierüber keine Auskunft zu erhalten iſt; nur für wahrſcheinlich kann es gelten, daß der Durchſchnitt in den Hauptrevieren von Newcaſtle und Süd-Wales auf 15—20 Tonnen für eine Häuerſchicht kommen mag. Außer den Eigenthümlichkeiten der Flötze, der Feſtigkeit des Nebengeſteins, welche die Gewinnung begünſtigen, trägt hierzu auch die Thätigkeit, Gewandtheit und Körperkraft des Engliſchen Arbeiters bei, welche durch beſſere Nahrungsmittel, als unſere Deutſchen Bergleute genießen, befördert wird.

## XVI. Gezähe.

Das Gezähe iſt bei der Kohlengewinnung, ſo wie bei jeder andern bergmänniſchen Arbeit, kein unweſentlicher Gegenſtand. Daſſelbe übt auf die Leiſtung des Häuers gewiß einigen Einfluß aus und muß ſeiner Form und ſeinem Gewichte nach der Beſchaffenheit der Kohle, überhaupt der zu verarbeitenden Maſſen angemeſſen ſeyn. In den Fig. 38—41 Taf. 17. ſind die gewöhnlichen Gezähe des Engliſchen Steinkohlenbergmanns abgebildet und zwar iſt Fig. 38 die Schram-, Fig. 39 die Schlitz- oder Kerbhaue, Fig. 40 und 41 ſind Geſteinskeilhauen. Das gewöhnlichſte Gezähe zur Kohlengewinnung iſt in England die Doppelkeilhaue (**Mandrilo**, in

Stafforbſhire: **Pike**), ein Gezähſtück, welches auf den meiſten Preußiſchen Revieren gar nicht im Gebrauch iſt, wo man mit der Keilhaue allgemein arbeitet. Die Doppelkeilhauen ſind 18—20 Zoll lang, haben an beiden Enden eine Spitze (Ort) und in der Mitte ihrer Länge ein längliches Auge, worin der Helm befeſtigt iſt; dieſelben werden ſowohl zum Schrämen gebraucht, als auch zum Schlitzen oder Kerben des Kohls, die erſteren ſind flächer und leichter als die letzteren. Dieſelben halten ſich beſonders beim Schrämen auf flach liegenden Flötzen leichter in der Schwebe, weil der Helm in der Mitte des Eiſens ſich befindet, als unſere gewöhnlichen Keilhauen, bei denen das ganze Gewicht auf der vorderen Seite liegt; ein Umſtand, der jedoch bei der geringen Schwere dieſes ganzen Gezähes von keinem ſehr weſentlichen Einfluſſe iſt. Der Zug der Doppelkeilhauen bei der Arbeit iſt etwas größer, aber auch hierauf kommt es nur bei einem feſten Schram an, indem ſonſt kein bedeutender Kraftaufwand bei dieſer Arbeit erforderlich iſt. Dagegen iſt die Arbeit, beſonders bei einem tiefen Schram, der in den meiſten Fällen erforderlich und nützlich iſt, beſchwerlicher und erfordert etwas mehr Geſchicklichkeit, indem die lange Spitze auf der Rückſeite leicht an den unterſchrämten Bänken anſtößt. Die Stellung der Spitzen iſt bei dem Doppelkeilhauen eben ſo verſchieden, wie bei unſeren Keilhauen; zum Schrämen ſind dieſelben gewöhnlich von oben gebogen und unten gerade oder nur ſehr wenig aufwärts gekrümmt; zum Schlitzen ſteht die Spitze in der Mitte des Blattes und ſenkrecht auf dem Helm. Das Gewicht dieſer Doppelkeilhauen iſt beim Schrämen 2—3 Pfund, beim Schlitzen 2—4 Pfund, bei Geſteinsarbeiten, wie beim Nachreißen des Liegenden, 5—7 Pfund. Das einzige Revier, wo bei uns ein ähnliches Gezähe gebraucht wird, iſt das Inde- oder Eſchweiler Revier; in dieſem iſt daſſelbe unter dem Namen des Schneidhammers allgemein zum Schlitzen des Kohls, unter dem Namen des Punns in einigen Fällen zum Nachreißen des Nebengeſteins und der Bergmittel in Gebrauch und unterſcheidet ſich gar nicht weſentlich von dem Engliſchen. Zum Schrämen bedient man ſich jedoch dieſes Gezähes auf den Eſchweiler Gruben niemals, ſondern immer der gewöhnlichen Keilhauen (dort mit dem Walloniſchen Namen Havet oder Havereſſe belegt). Auf den Belgiſchen Gruben bedient man ſich bei feſterem Schram auch der Keilhauen (Havereſſe, Havrieau), von denen aber die leichteſten nur $1\frac{1}{4}$—$1\frac{1}{2}$ Pfund wiegen; aber in vielen Fällen bedient man ſich eines eigenthümlichen Gezähes bei mildem Schram, wo es auf den wenig mächtigen Flötzen darauf ankommt, denſelben ſehr niedrig und tief zu führen, der Rivelaine (vergl. das folgende Kapitel); dieſelbe iſt eine kurze und ſehr dünne Keilhaue, welche mit dem eiſernen Helm aus einem Stück gearbeitet iſt; der untere Theil des Helms zum Angreifen iſt theils auch aus Eiſen und aus demſelben

Stücke mit dem Ganzen, theils von Holz und rund, durch welches alsdann eine ſpitze Verlängerung des eiſernen Helmes hindurch geht und umgenietet iſt; dieſelben wiegen 5—6 Pfund. Bei feſterem Schram leiſtet dieſes Gezähe gar nichts, wie Verſuche im Saarbrücker Reviere bewieſen haben. Unter dieſen Verhältniſſen wird es aber auch weder in Lüttich noch in Mons angewendet.

Zu Geſteinsarbeiten gebraucht man in Stafforbſhire und Shropſhire Spitzhämmer (auf dem Harze ſo genannt, auf dem Bleiberge bei Commern Berghämmer); Keilhauen, die auf ihrer Rückſeite ein ſchlankes Fäuſtel haben. Dieſes Gezähe iſt nicht unzweckmäßig, indem es bei der Arbeit mit der Keilhaue den Zug befördert und auch umgekehrt als Fäuſtel gebraucht werden kann; doch ſcheint es gegen ſchwere Geſteinskeilhauen, wie dieſelben auf unſern Kohlengruben im Gebrauch ſind, keine weſentlichen Vortheile zu gewähren.

Die Fimmel und Fäuſtel unterſcheiden ſich in England nicht von den unſrigen; die erſtern ſind gewöhnlich nur 1 Zoll ſtark und 7—8 Zoll lang, die letztern an den Bahnen 1¼ Zoll im Quadrat; in der Mitte am Auge 2 Zoll; ihre Länge beträgt 9¾—13 Zoll, wobei ſie ein Gewicht von 8—9 Pfund erhalten. Die Helme haben eine Länge von 2 Fuß.

Das Schießzeug auf den Engliſchen Kohlengruben iſt eben ſo wenig von dem unſrigen verſchieden; die Bohrfäuſtel von 5 Pfund ſind wenig gekrümmt; die Meißelbohrer haben ſehr ſchmale Meißel, gewöhnlich unter 1 Zoll bis 10 Linien und ſind aus achtkantigem Eiſen geſchmiedet. In einigen Steinbrüchen in England bedient man ſich Bohrer von 4 Fuß Länge, welche an beiden Enden mit Meißel und in der Mitte mit einer rundlichen Maſſe von Eiſen zur Vermehrung ihres Gewichtes verſehen ſind, bei denen kein Fäuſtel angewendet wird, ſondern die geſtoßen werden und auf dieſelbe Weiſe wie die Bohrgeſtänge bei tiefen Bohrlöchern wirken. Dieſe Bohrer können nur bei Sohlenbohrlöchern angewendet werden, wo der Arbeiter unter ſich wirkt und auch hier möchten ſie in den Gruben des beſchränkten Raumes wegen keine ſonderliche Anwendung finden.

## XVII. Streckenförderung.

In vieler Beziehung iſt die Förderung einer der wichtigſten Gegenſtände des Steinkohlenbergbaues; dieſelbe muß mit der ganzen Einrichtung des Baues in Uebereinſtimmung gebracht ſeyn und eben ſo in ihren verſchiedenen Abtheilungen. So vollkommen viele großartige Förderungen ſowohl über Tage als in der Grube in England eingerichtet ſind, ſo ſehr ſich bei ihnen in allen Theilen die innige Bekanntſchaft mit der mechaniſchen Praxis verräth, ſo wenig kann

man dies von den Fördermethoden behaupten, die auf vielen Kohlengruben daſelbſt in Gebrauch ſtehen*).

Je tiefer die Baue werden, deſto mehr nimmt die Wichtigkeit der Förderung zu, weil beſonders die Länge der Streckenförderung und das Quantum wächſt, welches auf einen Punkt hingeſchafft werden muß. Denn die Tagesſchächte müſſen weiter von einander geſchlagen werden, da ſie koſtbarer werden und größere Quanta müſſen aus denſelben geſchafft werden, weil nur durch dieſe die Erhaltung ſo großer Anlagen möglich wird. Wo noch beſondere Umſtände hinzutreten, wie in Northumberland und Durham, den Abbau ſehr großer Felder aus einem Schachte nothwendig zu machen, da wird dieſe Wichtigkeit der Förderung noch immer mehr geſteigert; beſonders die der Streckenförderung und der flachen Schachtsförderung, um eine große Maſſe von Kohlen auf das Füllort des ſeigern Schachtes zu ſchaffen; denn alsdann läßt ſich das vortheilhafteſte Verhältniß der Strecken zur Schachtsförderung, worauf ſonſt bei Beſtimmung der Schachtslängen Rückſicht genommen wird, nicht beobachten.

In den Abbauſtrecken wird in der Regel mit Menſchen gefördert, weil, dieſe Strecken zur Pferdeförderung nachzureißen und vorzurichten, in Rückſicht auf das geringe Förderquantum, welches durch dieſelben hindurch zu fördern iſt, zu koſtbar ſeyn würde. Dagegen findet man in denſelben auf den größeren Gruben *gußeiſerne*, oftmals *deutſche* oder *platte* Schienen, welche auf hölzernen Stegen befeſtigt ſind, wie auf der Hettongrube. Auf dieſen Schienen werden Geſtellwagen gebraucht, mit 6—10 Zoll hohen, gewöhnlich ſehr ſchmalen Rädern (auf der Grube Killingworth nur ½ Zoll breit). Auf dieſen Geſtellwagen, gewöhnlich von Holz, auf der Whingillgrube bei Whitehaven von Gußeiſen, werden Körbe geſetzt, oft von Haſelruthen oder Weiden geflochten und mit ſtarken eiſernen Bändern und Bügeln verſehen, deren Inhalt von 1 Tonne Preuß. bis 2½ Tonnen Preuß. ſteigt. Dieſe Körbe dienen bei der Streckenförderung durch Menſchen, durch Pferde und auch bei der Schachtsförderung, ſo daß die Kohlen von Ort bis auf die Hängebank des Schachtes nicht umgeladen werden, was zweckmäßig iſt, die Umladerlöhne erſpart, zur Conſervation der Stückkohlen beiträgt

*) Von den beſſern mechaniſchen Einrichtungen bei der Förderung in und von den Kohlengruben Englands mittelſt Schienenwegen handeln die Herren v. *Oeynhauſen* und v. *Dechen* in Karſtens Archiv, 1. Reihe, XIX., S. 3 ꝛc., auf welche vortreffliche Abhandlung und auf das ſchon oben erwähnte Werk, von *Wood*, wir zu verweiſen ſind, da wir uns hier über Schienenwege kurz faſſen müſſen. Ueber die ältern Einrichtungen findet man Vieles im II. Bde. dieſes Werks, S. 657 ꝛc. und mehrere neue Einrichtungen bei der Streckenförderung mittelſt Schienenwegen werden wir auch in dem 7. Kapitel dieſes Abſchnittes kennen lernen.

und nothwendig bei jeder guten Förderung auf Kohlengruben Statt finden ſollte. In den Hauptſtrecken findet beinahe auf allen Gruben Pferdeförderung ſtatt, immer auf gußeiſernen Schienen, theils auf deutſchen, platten oder Rinnenſchienen (tramroads), wie in Süd-Wales, theils auf engliſchen oder Stabſchienen (edgerails), wie auf Whingillgrube und auf einigen großen Gruben an dem Tyne- und Wearfluſſe. Die Körbe, deren auf Hettongrube einer à 1 Tonne Inhalt auf einem Geſtellwagen bei der Menſchenförderung ſteht, werden mittelſt einfacher kleiner Krahne, die an den Hauptſtrecken angebracht ſind, auf die Geſtellwagen zur Pferdeförderung gehoben; auf einem ſolchen Wagen ſtehen drei ſolcher Körbe und ein Pferd zieht in dieſen Strecken zwei ſolcher Wagen, mithin 6 Körbe oder 6 Preuß. Tonnen auf einem Male. Die Leiſtung der Schlepper hierbei iſt äußerſt gering, denn Gefäße von 1 Tonne Inhalt werden bei uns in ſöhligen Strecken auf hölzernen Geſtängen von einem Manne bewegt und auf gußeiſernen Schienenwagen, die 2 bis $2\frac{1}{2}$, auch wohl $2\frac{3}{4}$ Tonnen Inhalt haben, wie in dem Eſſen Werdenſchen, in der Grafſchaft Mark und in dem Saarbrücker Reviere. Die Länge, welche die Menſchenförderung auf der Hettongrube erreicht, beträgt 200 Yards (87 Lachter Preuß.), auf der Whingillgrube 300 Yards (130 Lachter Preuß.). Die Länge der Pferdeförderung erreicht mehrere 100 Lachter und richtet ſich nach der Ausdehnung des Grubengebäudes; auf beiden Gruben überſteigt ſie jedoch 800 Lachter nicht. Auf Whingill iſt die Streckenförderung dadurch beſſer und einfacher, daß die Körbe bei dem Wechſel der Menſchen und Pferdeförderung nicht übergehoben zu werden brauchen, ſondern daß dieſe Wagen mit einem Korbe beladen zu zehn an einander gekuppelt werden; da ihr Inhalt $2\frac{3}{4}$ Preuß. Tonnen beträgt, ſo zieht hier ein Pferd $27\frac{1}{2}$ Tonnen Preuß. auf ein Mal, auf engliſchen gußeiſernen Schienen; ungefähr daſſelbe, was ein Pferd auf dem Gerhardſtollen im Saarbrücker Reviere auf deutſchen (flachen) gußeiſernen Schienen leiſtet, wo 25 — 30 Tonnen in zehn bis zwölf Wagen gleichzeitig fortbewegt werden. Auf Killingworthgrube geht die Menſchen- und Pferdeförderung auf deutſchen Schienen; die Körbe enthalten $1\frac{3}{10}$ Preuß. Tonnen, welche von einem Schlepper geſtoßen werden; bei der Pferdeförderung werden acht ſolcher Wagen an einander gekuppelt, die alſo $10\frac{4}{10}$ Preuß. Tonnen enthalten.

Auf der Landore-Grube in Süd-Wales geſchieht die Förderung in den Abbauſtrecken, die nicht 20 Lachter Länge erreichen, mit kleinen Wagen, die nur $\frac{1}{2}$ Tonnen Preuß. enthalten, welche an den Hauptförderſtrecken in größern Wagen umgeſtürzt werden; die Pferdeförderung dehnt ſich auf eine Länge von 750 Lachter aus; an dem ſeigeren Förderſchachte werden die Kohlen abermals umgeſtürzt. Die Kohlen ſind fett und auf die Erhaltung der Stücke wird keine be-

ſondere Rückſicht genommen. Auf der Clydach-Grube in Süd-Wales werden die Kohlen in den bis 30 Lachter langen diagonalen Abbauſtrecken mit Karren von $\frac{3}{8}$ Tonnen Inhalt bis in die ſtreichenden Hauptförderſtrecken gelaufen und hier in die großen Wagen geſtürzt, welche durch Pferde, unmittelbar von dieſen Punkten, durch die Tagesſtrecken und einen Schienenweg über Tage bis zu dem Tawn-Kanal gebracht werden. Die Laufkarren ſind mit 16 Zoll hohen $1\frac{1}{8}$ Zoll breiten gußeiſernen Rädern verſehen, welche ſehr zweckmäßig zu ſeyn ſcheinen, indem bei den hölzernen Rädern gewöhnlich ein großer Verbrauch Statt findet. Die Karrenſchenkel haben $4\frac{3}{4}$ Fuß Länge und ſtehen 27—28 Zoll aus einander. In den Hauptförderſtrecken zieht ein Pferd auf gußeiſernen engliſchen Schienen, die mit ihren Lagern auf hölzernen Stegen befeſtigt ſind, zwei Wagen, von denen ein jeder $6\frac{1}{4}$ Tonnen Preuß. enthält. Aus einer Tagesſtrecke werden täglich 1500—2000 Preuß. Tonnen oder 250—320 Wagen in 16 Stunden gefördert, wozu bei der Länge von 220 Lachter nur ein einfacher Schienenweg erforderlich iſt. Auf der Cwrnllynfell dienen eiſerne tonnenförmige Gefäße von $2\frac{1}{2}$—3 Preuß. Tonnen Inhalt, welche einzeln auf Wagen geſtellt werden, zur Förderung in den Hauptſtrecken und gleichzeitig zur Schachtsförderung. Dieſelben ſind zweckmäßig aus $\frac{3}{16}$ Zoll ſtarkem Eiſenblech konſtruirt; oben und unten mit einer $\frac{3}{8}$ Zoll ſtarken und 3 Zoll breiten eiſernen Schiene gefaßt; ſie ſind 30 Zoll hoch; der obere und untere Durchmeſſer iſt 35 Zoll, der mittlere 38 Zoll. Die eiſernen Gefäße zur Strecken- und Schachtsförderung bewähren ſich auch in Deutſchland an einigen Punkten; im Dürener Reviere wendet man dieſelben in einer ähnlichen Form, wie hier, zur Schachtförderung auf der Grube Abgunſt im Worm und auf der Jamesgrube im Inde-Revier an; im Eſſenſchen Reviere hat man auf Saelzer und Neue Aak Wagen zur Strecken- und Schachtförderung von Eiſenblech konſtruirt; in dem Saarbrücker Reviere ſind dagegen angeſtellte Verſuche nicht zum Vortheil der eiſernen Wagen ausgefallen. Ein Pferd zieht auf der Cwrnllynfellgrube in den Hauptſtrecken auf deutſchen gußeiſernen Schienen nur 2 ſolcher Tonnen, alſo höchſtens 6 Tonnen Kohlen auf einem Male.

Auf den Gruben bei Mewthyr Tydwyll findet Pferdeförderung auf deutſchen gußeiſernen Schienen in den Tages-, Grund- und diagonalen Abbauſtrecken ſtatt; die Wagen enthalten gewöhnlich 5 Tonnen Preuß. und ein Pferd zieht vier bis fünf ſolcher Wagen auf ein Mal. In den 40—50 Lachter langen ſtreichenden Abbauſtrecken wird mit Menſchen und kleinen Wagen auf gußeiſernen Schienen oder mit Karren auf dem bloßen Liegenden gefördert. Auf den Gruben in Staffordſhire bedient man ſich in den Hauptſtrecken bei der Pferdeförderung eines eigenthümlichen Fördergeräthes, welches auch zur Schachtsförderung gebraucht wird. Es beſteht aus einem

hölzernen Boden, der mit Leiſten und 6—9 Zoll hohen gußeiſernen Rädern verbunden und durch ſtarke Beſchläge mit einem eiſernen 3 Fuß hohen Bügel, der oben ein Auge zum Anſchlagen an das Seil bei der Schachtsförderung hat, verſehen iſt. Auf dieſen Boden wird ein Reifen von Eiſenblech gelegt und dazwiſchen Stückkohlen aufgepackt, und ſo werden 4—6 ſolcher Reifen über einander gelegt und die Kohlen, 3—3¾ Tonnen Preuß., ſo aufgeſchichtet, bis ſie den ganzen Raum zwiſchen dem Bügel einnehmen. Dieſes Fördergeräth kann nur da gebraucht werden, wo man es nur mit Stückkohlen zu thun hat und die kleinen Kohlen in der Grube zurückläßt; es iſt bequem, die Stückkohlen aufzuſetzen und am Schacht abzuladen, hat aber ſonſt ſo viele Nachtheile, ſelbſt bei dieſen ganz örtlichen Verhältniſſen, daß es nur deshalb angeführt worden iſt, um zu zeigen, wie ſich, mitten unter den raſchen Fortſchritten aller mechaniſchen Vorrichtungen, in einzelnen Gegenſtänden veraltete Gebräuche auch in England erhalten. Auf gußeiſernen deutſchen Schienen zieht ein Pferd in den ſtreichenden Hauptſtrecken nicht mehr als zwei ſolcher Wagen mit 6—7½ Tonnen Preuß. Die Pferdeförderung erſcheint auf dieſen Gruben, bei kurzen Förderlängen von höchſtens 150—200 Lachter, gar nicht angemeſſen, zumal, da die Förderquanta einer Grube gewöhnlich nicht über 200—250 Tonnen Preuß. täglich ſteigen.

Auf den Gruben in Shropſhire findet in den Hauptſtrecken allgemein Pferdeförderung ſtatt, auch in den Diagonalen, welche nach den obern Streben führen; nur vor den Strebſtößen wird durch Menſchen mit kleinen Wagen auf gußeiſernen deutſchen Schienen gefördert. Die größten Förderlängen mögen hier zwiſchen 300 und 400 Lachter ſchwanken: ſie ſind beträchtlicher, als auf den Gruben in Staffordſhire und iſt daher die Pferdeförderung hier wohl beſſer angewendet, als dort. Auf der Grube Eltonhead in Lancaſhire findet in den (13 Lachter langen) ſtreichenden Abbauſtrecken und in den Diagonalen oder ſchwebenden Vorrichtungsſtrecken noch Schlepptrogsförderung ſtatt, wozu Kinder (ſowohl Knaben als Mädchen) von 10—15 Jahren gebracht werden. Die Schlepptröge werden in den Grundſtrecken in Körbe umgeſtürzt, welche auf Geſtellwagen ſtehen und auf deutſchen gußeiſernen Schienen durch Pferde bis unter die Schächte gebracht und hier ohne Umladung zu Tage getrieben werden. Die Schlepptröge enthalten nicht viel über ¼ Tonnen Preuß. und die Körbe nur ⅝ Tonnen Preuß. Die Schlepptrogsförderung, welche früher in dem Waldenburger und Neuröder Revier in Niederſchleſien häufig angewendet worden iſt, hat man daſelbſt gänzlich abgeworfen, weil man ſich überzeugt, daß ſelbſt bei den dortigen geringen Förderquanten die Anlage von Geſtängen, auf denen mit Geſtellwagen und aufgeſtellten Kaſten gefördert wird, vortheilhaft iſt. Wie viel mehr muß dieſes nicht der Fall auf Eltonhead ſeyn, welche jährlich 120,000 Preuß. Tonnen

fördert (vergl. Karſtens Archiv, Bd. VII der 1. Reihe, Seite 90—104). Die Pferdeförderung wird ganz allgemein in den Hauptſtrecken angewendet, ſowohl wo dieſelbe unmittelbar zu Tagesſtrecken herausgeht, als da, wo dieſelbe noch mit Schachtsförderung verbunden iſt. Die Förderung mit Menſchen iſt auf kürzere Längen eingeſchränkt, als bei uns und geht nur von den Abbauſtrecken, Streben und Pfeilern bis in die Hauptſtrecken. Bei der anhaltenden und großen Förderung durch dieſelben werden die Koſten der Anlage bald gedeckt, ſo wie die Pferdeförderung wohlfeiler als die mit Menſchenhänden iſt. Bei Förderlängen bis 500 Lachter dürfte in wenigen Fällen eine Pferdeförderung wirkliche Vortheile gewähren, beſonders wenn man den Aufenthalt, der bei jedem Wechſel der Förderart Statt findet, derſelben zur Laſt ſetzt. Bei der Menſchenförderung in den Hauptſtrecken würde nur auf zwei Bahnen Rückſicht zu nehmen ſeyn, die ſich als ſehr vortheilhaft bewährt haben, wenn auch nur 400 Tonnen Preuß. auf eine Länge von einigen 100 Lachtern durch eine Strecke gefördert werden. Je weniger die Förderung zuſammengeſetzt iſt, je weniger Wechſel dabei vorkommen, deſto mehr wird ein Mann, oder ein Pferd, oder ſelbſt eine Maſchine leiſten, indem die unnützen Zwiſchenzeiten fortbleiben. Die Schwierigkeit, verſchiedene Förderarten mit einander in Uebereinſtimmung zu bringen, hat auch gewiß in vielen Fällen Veranlaſſung gegeben, das Umſtürzen der Kohlen bei dem Wechſel der Strecken- und Sch-achtförderung einzurichten, weil dadurch jede Förderart unabhängig von einander den möglich größten Effekt leiſten kann, wie dieſe Einrichtung im Dürener Revier, in Lüttich und Mons allgemein iſt; aber dieſer Vortheil wird hierdurch zu theuer erkauft und man muß ihn nur durch große Regelmäßigkeit und richtige Vertheilung der Schlepper zu erreichen ſuchen.

Aus den Hauptſtrecken über der Schachtſohle werden die Kohlen entweder durch Bremsberge (**self acting planes**) auf das Füllort herunter gebracht oder durch Diagonalen, welche zur Pferdeförderung eingerichtet ſind. Das Bremszeug auf den Gruben an der Tyne und Wear iſt demjenigen völlig gleich, welches auf den meiſten Schienenwegen eingerichtet iſt; die Bremsſcheiben liegen in der Ebene der Bremsſchächte; die Seile laufen über eiſerne Rollen, welche in der Mitte der Bahnen liegen, ſo daß die Wagen ungehindert darüber hinweggehen können. Dieſe Einrichtung des Bremszeuges hat einige Vortheile vor der gewöhnlich in Deutſchland gebräuchlichen und beſonders bei ſo langen (tiefen) Bremsſchächten, wie auf den Engliſchen Gruben, welche auf dem Hettonflötze der Hettongrube 120 Lachter erreichen und auf einigen Newcaſtler Gruben noch länger ſeyn ſollen.

## XVIII. Förderung in flachen Schächten oder aus einfallenden Strecken.

Auf den flachen Schächten (Bank), aus denen große unter der Schachtsſohle liegende Felder abgebaut werden, iſt die Dampfmaſchinenförderung ganz allgemein und zwar mittelſt Dampfmaſchinen, welche in der Grube ſtehen; andere Förderungsmethoden haben wir auf denſelben nicht gefunden. Auf dem Hettonflötze der Hettongrube iſt ein flacher Schacht oder eine einfallende Strecke 612 Lachter lang; auf dem obern Flötze High main coal derſelben Grube 437 Lachter tief; eben ſo lang auf High main ſeem von Killingworth; auf Main ſeem der Whingillgrube 175 Lachter. Auf der 612 Lachter langen einfallenden Strecke, deren Fallen wenig mehr als 2° beträgt, befindet ſich eine 24zöllige Dampfmaſchine mit hohem Drucke, 33 Pfund Preſſung auf 1 Quadratzoll im Keſſel, mit Ausſchluß der Atmoſphäre, ohne Condenſor, welche zu 36 Pferdekräfte angenommen werden kann. Der Kolben hat 3 Fuß Hub; die Lenkerſtange iſt ſehr kurz; der Seilkorb macht halb ſo viel Umdrehungen als das Schwungrad. Der Raum, worin die Maſchine ſteht, iſt neben dem flachen Schachte größtentheils im feſten Hangenden ausgebrochen und ſteht in der nothwendigen, nicht beträchtlichen Zimmerung, das Schwungrad und die Seilkorbachſe liegen dem Schachte parallel und die Seiltrümer gehen über zwei Seilſcheiben, welche horizontal unter der Sohle am obern Ende des flachen Schachtes liegen und kommen durch Lutten in die Ebene des Schachtes hervor. Der flache Schacht ſteht an ſeinem obern Ende in Gewölbmauerung von Ziegelſteinen, iſt im Lichten 9 Fuß breit, hat $4\frac{1}{2}$ Fuß gerade Stoßmauern und in der Mitte eine Höhe von $7\frac{1}{2}$ Fuß, ſo daß das Gewölbe 3 Fuß Höhe hat. Andere Theile deſſelben ſtehen in Zimmerung; theils bloße Kappen, die in der feſten Kohle eingebühnt ſind, theils Thürſtocke und Kappen; andere ganz im Feſten. Die Firſte iſt gewölbartig in der Kohle ausgehauen, worin, um ein gleichförmiges Fallen zu erhalten, das Liegende des Flötzes in der Sohle nachgeriſſen iſt oder ſie wird von dem hangenden, feſten und unklüftigen Sandſteine gebildet. Die Förderung geht auf gußeiſernen engliſchen Schienen, welche 27 Zoll Spurweite haben. Die Ausweichung in der Mitte der Schachtslänge, wo die Wagenreihen wechſeln, iſt 44 Lachter lang und in der Mitte mit einer Reihe von Stempeln verſehen und verbohnt. Unter dieſem Punkte hat man es nicht für nöthig gehalten, zwei vollſtändige Bahnen neben einander zu legen, ſondern es liegen hier nur drei Reihen einzelner Schienen, ſo daß die mittlere bald von der einen Reihe Wagen, bald von der andern gebraucht wird.

Das Fallen dieſer einfallenden Strecke iſt zu gering, als daß die leeren herabgehenden Wagen, außer ihrer eignen Reibung, auch

noch die Steifigkeit des Seiles und die Reibung deſſelben auf den 170—180 Leitungsrollen durch ihr reſpektives Gewicht überwinden könnten. Es iſt daher nothwendig, dieſelben durch die Maſchine herunter ziehen zu laſſen und dies geſchieht dadurch, daß außer den beiden Seiltrümern, welche ſich auf dem Seilkorbe befinden, noch ein drittes im Gang iſt, welches an dem unterſten leer herabgehenden Wagen angeſchlagen wird, an dem unterſten Ende des flachen Schachtes über eine horizontale Seilſcheibe geht und am letzten vollen heraufgehenden Wagen ebenfalls angeſchlagen iſt. Indem dieſes Seil mit dem vollen Wagen durch die Maſchine heraufgezogen wird, zieht es die leeren Wagen herab und wickelt das andere Seiltrum vom Korb ab. Sobald die leeren Wagen unten bei der Haupt-ſtrecke, welche vom flachen Schacht aus ſtreichend aufgefahren iſt, angekommen ſind, werden dieſelben von Pferden hineingezogen. Alsdann werden die vollen Wagen aber völlig durch die Maſchine heraufgezogen, bis auf einen ſöhligen Theil der Strecke, wo ſie abgeſchlagen werden, mit Pferden fortgezogen und dagegen leere Wagen wieder angeſchlagen, ſowohl an das Seiltrum, welches auf dem Korbe liegt, als auch an das dritte, welches im Schachte liegt. Unten muß das Seiltrum, welches auf dem Korbe liegt und während die obern vollen Wagen völlig heraufgezogen werden, nicht weiter ausgezogen wird, durch ein vorgeſpanntes Pferd bis zu dem Punkte herabgezogen werden, daß die vollen Wagen angeſchlagen werden können; nachdem an dieſe auch noch das dritte Seiltrum angehängt iſt, beginnt die Förderung von Neuem. Die Maſchine zieht acht Wagen, jeden mit drei Körben beladen, gleichzeitig herauf, alſo 24 Tonnen Kohlen. Zu einer Förderung ſind 235 Umgänge des Seiles und 470 Doppelhübe der Maſchine erforderlich, deren dieſelbe 30 bis 40 in der Minute macht. Hiernach geht auf die Förderung von 24 Tonnen 12—16 Minuten und einſchließlich des An- und Abſchlagens gewiß 14—18 Minuten, durchſchnittlich 16 Minuten. Die Geſchwindigkeit der Wagen beträgt hierbei $4\frac{5}{6}$ bis $5\frac{5}{6}$ Fuß in der Sekunde und iſt mithin ziemlich beträchtlich. Mit allem Aufenthalte, der aus der Zuſammenſetzung der Förderung, aus dem Anfeuern der Maſchine u. ſ. w. entſpringt, werden täglich in 16 Stunden gegen 1200 bis 1400 Tonnen Kohlen aus dieſem flachen Schachte gefördert. Ehe dieſe Förderdampfmaſchine errichtet wurde, iſt Pferdeförderung in der flachen Strecke umgegangen und hat ein Pferd aufwärts nur einen Wagen mit drei Körben oder 3 Tonnen gefördert und alſo täglich gewiß nicht mehr als 30 bis 40 Tonnen, ſo daß 30—40 Pferde erforderlich geweſen ſeyn würden, um das obige Quantum nach dem Schachte zu ſchaffen.

Auf dem 175 Lachter tiefen flachen Schacht auf der Whingill-Grube, welcher mit 5—6° fällt, befindet ſich eine 16zöllige doppeltwirkende Dampfmaſchine, welche mit hohem Druck von 25 Pfund

Preſſung auf 1 Quadratzoll arbeitet, 4 Fuß Kolbenhub und zwei gußeiſerne Keſſel von 6 Fuß Durchmeſſer und 12 Fuß Länge hat. Dieſe ſind mit zwei Feuerröhren von Blech verſehen, in dem einen von zwei Fuß Durchmeſſer liegt die Feuerung mit dem Roſte, das andere hat 16 Zoll Durchmeſſer. Es werden gleichzeitig ſechs Wagen gefördert, fünf mit einem Korbe Kohlen zu 2¾ Tonnen beladen und einer mit einer Waſſertonne, alſo zuſammen 13¾ Tonnen Kohlen. Die Förderung iſt eintrümig und die leeren Wagen werden heruntergebremſt, weßhalb auch nur eine Förderbahn in dem Schacht erforderlich iſt. Das Heraufziehen der vollen Wagen geſchieht in 2—2½ Minuten, wobei die Geſchwindigkeit der Wagen auf beinahe 10 Fuß in der Sekunde ſteigt. Da aber die leeren Wagen allein wieder heruntergehen, ſo verfließen auf die Förderung obiger 13¾ Tonnen Kohlen mit dem Aufenthalte wohl 6 Minuten.

Die Förderung in dieſen flachen Schächten liefert große Quanta in die Nähe der ſeigeren Tagesſchächte, mit denen ſie durch ſöhlige Strecken, worin Pferdeförderung umgeht, verbunden ſind und erleichtert dadurch ſehr auf einzelnen Punkten, große Maſſen von Kohlen zu Tage zu fördern.

## XIX. Förderung in ſeigeren Schächten.

In den ſeigeren Schächten geſchieht die Förderung auf den Engliſchen Kohlengruben ſehr allgemein mit Förderdampfmaſchinen. Die Tiefe der Schächte iſt dabei ſehr verſchieden; auf der Cwrnllynfellgrube in Süd-Wales ſteht auf dem 20½ Lachter tiefen Schacht eine Förderdampfmaſchine; es kommt nur darauf an, daß das Förderquantum ſo groß iſt, um die Arbeit von zwei bis drei Pferden zu überſteigen, ſo wird die Förderdampfmaſchine überall die zweckmäßigſte Vorrichtung zur Schachtsförderung, wie die Königsgrube in Oberſchleſien beweißt, wo ſich bei Förderquanten von 400—500 Tonnen täglich Fördermaſchinen auf 20—30 Lachter tiefen Schächten mit Vortheil angewendet finden. Die Einrichtung dieſer Dampfmaſchinen bietet durchaus nichts Neues und Intereſſantes dar; es ſind gewöhnliche doppelt wirkende Boulton und Wattſche Dampfmaſchinen von niedrigem Dampfdruck mit Condenſation; nur auf der Hettongrube finden ſich Fördermaſchinen mit hohem Druck, ohne Condenſation, die in denjenigen Fällen, wo die Herbeiſchaffung der Eiſenſpritzwaſſer Schwierigkeiten findet, auch in Deutſchland mit Vortheil ſchon angewendet worden ſind, wie auf der Schwalbachergrube im Saarbrücker, auf der Abgunſt und Jamesgrube im Dürener Reviere. Die Einrichtung und Aufſtellung dieſer Maſchinen iſt einfacher und wohlfeiler, als derer mit Condenſation und eben ſo ihre Verſetzung, worauf es beſonders dann ankommt, wenn die För-

derung nicht ſehr viele Jahre hindurch auf einem und demſelben Schacht erhalten werden kann.

Auf vielen Gruben in Staffordſhire, Shropſhire und Lancaſhire ſtehen die Fördermaſchinen ganz im Freien oder haben nur eine kleine Bedachung über dem Cylinder, worin auch der Maſchinenwärter Raum und etwas Schutz findet. Die Keſſel ſind alsdann ganz eingemauert, was überhaupt gar nicht unzweckmäßig iſt und da, wo es auf eine Erſparung an Brennmaterial ankommt, nicht verabſäumt werden ſollte. Die Umſteuerung, um dem Seilkorbe die rückgängige Bewegung zu geben, iſt immer an der Maſchine ſelbſt angebracht; die Zugſtange des Excentricums, welche den Schieber der Steuerung in Bewegung ſetzt, kann in zwei Arme eingelegt werden, welche ſich an der Steuerungsachſe befinden, wodurch der Schieber in Bezug auf die Umdrehung des Schwungrades eine rückgängige Bewegung erhält.

Die Einrichtung, welche ſich an vielen Fördermaſchinen in dem Reviere von Mons befindet, wo ſich das Schwungrad immer nach einer Richtung umdreht und der Seilkorb durch eine doppelte Räderverbindung umgeſteuert wird, findet man in England nirgends; dieſelbe iſt zuſammengeſetzter, als die erſtere, welche auch allgemein bei den deutſchen Steinkohlengruben Anwendung findet.

Die Seilſcheibengerüſte ſind ſehr hoch; auf einigen Gruben hängen die Seilſcheiben 30 Fuß über der Hängebank, damit die Gefäße nicht überſchlagen, wenn die Maſchine nicht ſchnell genug angehalten wird. In Staffordſhire ſind gußeiſerne Seilſcheibengerüſte, welche aus Seitenplatten und Querriegeln zuſammengeſchraubt ſind, ganz allgemein und der Koſtbarkeit des Holzes wegen wohl zweckmäßig. Die Seilſcheiben ſind auf allen Gruben von Gußeiſen, 4—6 Fuß im Durchmeſſer.

Die Förderſchächte ſind in England theils für ſich beſtehend, theils mit den Hauptſchächten verbunden; dieſes letztere findet beſonders auf den tiefen Gruben der nördlichen Reviere ſtatt. Die Förderſchächte ſind rund, haben in Staffordſhire und Shropſhire $6\frac{1}{2}$—9 Fuß Durchmeſſer, ſind entweder ganz in Ziegelmauerung geſetzt oder ſtehen nur zum Theil darin, zum Theil im feſten Geſtein ohne Zimmerung; in dieſen Revieren iſt es ganz allgemein üblich, jeden Förderſchacht nur eintrümig zu benutzen und mit einer und derſelben Dampfmaſchine gleichzeitig aus zwei Förderſchächten zu treiben, woher es denn auch kommt, daß die Maſchinen oft 30 bis 40 Lachter von den Schächten entfernt ſtehen und die Seile über Leitungsrollen nach den Seilſcheiben geführt werden, welche über den Schächten hängen. Die Streckenförderung wird dadurch abgekürzt, indem man mehr Schächte bekommt und die Anhäufung eines zu großen Förderquanti auf ein Mal vermieden und doch die Maſchine hinreichend beſchäftigt wird. Indeſſen wird es wohl nur

wenige Fälle geben, wo dieſes in jenem Reviere allgemein gebräuchliche Syſtem wirklich zweckmäßig genannt werden kann.

Auf der Bradesgrube bei Tipton ſtehen die beiden zuſammengehörigen, beinahe 100 Lachter tiefen Förderſchächte nur $4\frac{3}{4}$ Lachter aus einander und können daher nur als ein Schacht betrachtet werden, der durch einen Scheider (wetterdicht in Beziehung auf die Wetterführung) in zwei Fördertrümer getheilt iſt; auf der zum Eiſenwerke Horſehay gehörigen Grube ſtehen die beiden, 83 Lachter tiefen Förderſchächte eben ſo weit von einander; die Förderdampfmaſchine ſteht hier $8\frac{3}{4}$ Lachter von dem nächſten Schacht und $13\frac{1}{2}$ Lachter von dem andern entfernt. Auf der Eltonheadgrube wird ſogar mit einer Maſchine gleichzeitig aus drei verſchiedenen Schächten gefördert, in jedem eintrümig. Bei der ungleichen Tiefe derſelben iſt der Durchmeſſer der Seilkörbe ſo eingerichtet, daß eine gleiche Anzahl von Umgängen zu einem Treiben gehört. Dieſe Schächte ſind gewöhnlich ohne alle Leitungen für die Schachtsfördergefäße, und wenn dieſelben ganz mit Ziegelſteinen ausgemauert oder die Stöße ſehr genau zugeführt ſind, ſo reicht dies auch bei der eintrümigen Förderung, bei der Weite der Schächte in Beziehung auf die Schachtfördergefäße völlig aus, indem dieſe letzteren ganz frei ſich bewegen, nirgends anſtoßen können, beſonders bei flachen oder Bandſeilen, die ſchon in einem ſehr allgemeinen Gebrauch bei der ſeigeren Schachtsförderung ſind und immer mehr die runden verdrängen. Hierbei findet gar keine Reibung der Fördergefäße ſtatt, keine daraus entſpringende Behinderung der Förderung.

Bisweilen findet man in den weniger tiefen Schächten von 30—50 Lachter in Lancaſhire und Yorkſhire Leitungen. Dieſelben beſtehen aus hölzernen Schien- oder Leitungsbäumen, von denen auf jeder Seite des Schachtes ſich einer befindet, der auf drei Seiten von einem an dem Förderſeile angeſchlagenen Querholz umfaßt wird, an welchem letzteren die aus geflochtenen Körben (tub, baskte, korf) beſtehenden Schachtfördergefäße aufgehängt ſind. Anſtatt der hölzernen Leitungsbäume wendet man auch Eiſenſtangen an, die an einander geſchraubt, unten in einem Einſtriche befeſtigt und oben in dem Seilſcheibengerüſte mittelſt Schrauben angezogen werden. Die Querſtangen ſind alsdann auch von Eiſen und umfaſſen die Leitungsſtangen mit einem Auge. Dieſe Leitungen werden beſonders da angewendet, wo die Schächte im Ganzen ſtehen und die Stöße ſehr rauh geſchloſſen ſind, ſo daß die Förderkörbe leicht unter vorſpringende Ecken greifen können oder wo Zimmerung erforderlich iſt und man die Koſten einer völligen Verbohnung derſelben ſcheut. Auf tiefen Schächten findet man nirgends in England Leitungen. Dieſe ſind nach ihrem Zwecke durch Scheider in zwei, drei oder vier Trümer getheilt. Der 15 Fuß im Durchmeſſer haltende Williamſchacht (92$\frac{3}{4}$ Lachter tief) auf Whingillgrube iſt in drei Trümer

getheilt, von denen das eine zur Förderung, das zweite zur Waſſerhaltung gebraucht wird. Das dritte iſt noch nicht im Gebrauch und wird bei Verſtärkung der Förderung zu dieſer mit benutzt werden. Die Förderung iſt zweitrümig, aber in einer Abtheilung des Schachtes.

Der 14 Fuß im Durchmeſſer weite Bloſſomſchacht (95 Lachter tief) auf Hettongrube iſt ebenfalls in drei Trümer getheilt, von denen zwei zur Förderung und das dritte zur Waſſerhaltung gebraucht werden; der eben ſo weite Minorſchacht (130 Lachter tief) derſelben Grube und nur wenige Lachter von der erſteren entfernt, iſt in zwei Trümer getheilt, welche beide zur Förderung benutzt werden. In jeder der vier Schachtsabtheilungen iſt eine zweitrümige Förderung eingerichtet, ſo daß alſo eine Verdohnung zwiſchen dem auf und nieder gehenden Fördergefäße nicht Statt findet. Der 15 Fuß weite und 96 Lachter tiefe Schacht der Killingworthgrube bei Weſtmoor iſt in drei Trümer getheilt, von denen zwei zur Förderung und zwar ſo dienen, daß in jedem nur ein Seil geht, das dritte zur Waſſerhaltung und das vierte als Wetterſchacht. Die Schachtſcheider beſtehen aus Einſtrichen von 6—9zölligem Holze, die in die Mauerung oder in das feſte Geſtein eingebühnt werden. Wird ein runder Schacht in zwei oder in vier Trümer getheilt, ſo reichen dieſe Einſtriche von Stoß zu Stoß; bei drei Trümer überſtoßen die Einſtriche in der Mitte zuſammen, werden hier mit Bändern verbunden und etwas nach dem Umfang abfallend gelegt und durch Bolzen mit einander in Verbindung geſetzt. An dieſe Einſtriche werden 1½zöllige Verdohnungsbreter genagelt und zwar bei der Trennung zweier Fördertrümer auf beiden Seiten, ſo daß ſie ganz ebene Stöße erhalten. Die unregelmäßige Form, welche die einzelnen Schachtabtheilungen auf dieſe Weiſe erhalten, iſt ſehr nachtheilig bei der Einrichtung der Förderung, indem viel Raum unbenutzt verloren geht und nur ein rundes Fördergefäß, wie die hier gebräuchlichen Körbe, darin gebraucht werden kann. Wenn die Rückſichten auf die Abteufung der Schächte und ihre leichtere Offenerhaltung nicht überwiegend ſind, ſo wird man den rechteckigten, langen, in mehrere Trümer getheilten Förderſchächten, wie ſie in den Preuß. Revieren gebräuchlich ſind, immer den Vorzug einräumen. Zwei Fördertrümer in einer Schachtsabtheilung gehen zu laſſen, kann niemals gebilligt werden; die Gefäße ſtoßen auf den Wechſeln zuſammen; es fallen Kohlen heraus und es werden Seilbrüche veranlaßt. Fahrſchächte ſind auf den Engliſchen Kohlengruben, auch bei Belegſchaften von 600—800 Mann, gar nicht in Gebrauch, ſondern alle Arbeiter fahren auf dem Seile in Schurzketten oder Riemen. Dieſer gewiß nachtheilige Gebrauch iſt um ſo auffallender, als auf den Kupfer- und Zinnbergbau in Cornwall und Devonſhire gute und ſehr bequeme Fahrſchächte ganz allgemein bei jedem Kunſt-

Digitized by Google

oder Förderſchacht eingerichtet ſind. In Lüttich war es auch früher allgemein Gebrauch, auf dem Seile zu fahren, indeſſen haben in neueren Zeiten einige der größeren Gruben Fahrſchächte vorgerichtet, um die Zeit und Koſten zu erſparen, welche das Einhängen und Aufholen der Mannſchaft erfordert. Ein Fahrſchacht ſollte wenigſtens auf jeder Grube vorhanden ſeyn, nicht allein um das Einfahren der Mannſchaft in kürzerer Zeit bewerkſtelligen zu können, ſondern auch um die Sicherheit derſelben zu befördern.

Dagegen iſt das Auffahren auf dem Seile, bei 90 und 100 Lachter tiefen ſeigeren Schächten, eine große Erleichterung für den Arbeiter, der ſeine Schicht verfahren hat und ermüdet iſt, und dazu kann es, wie die Erfahrung lehrt, ohne ſonderliche Gefahr beſonders dann benutzt werden, wenn jedes Seiltrum in einer beſondern und gut verbohnten Schachtsabtheilung arbeitet. Aeltere Arbeiter, die noch ſehr gut in der Grube fortkommen, müſſen darum aus der Arbeit gehen, weil ſie das Ausfahren aus ſo tiefen Schächten nicht mehr aushalten können, ohne in Anſchlag zu bringen, wie viel früher ſie durch das tägliche Ausfahren auf den Fahrten ſo weit bergfertig werden *). Bei den großen Förderſchichten ſind die Zugewitte oder Füllörter ebenfalls groß, wohl eben ſo breit und lang als der Durchmeſſer des Schachtes; mit flachen Gewölben von Ziegelmauerung überſpannt, welche ſich an die Schachtsmauerung ausſchließen; die Hauptſtrecken haben in der Nähe der Schächte doppelte Förderbahnen, weil die vollen und leeren Wagen hier wechſeln. Jede dieſer Bahnen iſt bisweilen mit einem beſondern Gewölbe verſehen und durch eine Mauer getrennt, welche beiden zum Widerlager dient.

Die Schachtfördergefäße ſind ſchon bei der Streckenförderung erwähnt worden, indem ſie mehrentheils bei beiden gebraucht werden. Auf dem Minorſchachte der Hettongrube ſtehen zwei doppeltwirkende Dampfmaſchinen von 26 Cylinderdurchmeſſer mit hohem Druck, von denen jede zweitrümig in einer Schachtsabtheilung fördert; jede derſelben hat 40 Pferdekräfte. Es werden drei Körbe, jeder von 1 Tonne Inhalt, gleichzeitig gefördert. Jeder Korb hängt an einer beſondern Schurz, Zwieſelkette, einer über dem andern, ſo daß die längſte Kette gegen 10 Fuß lang iſt. Die Körbe werden an gut eingerichteten Karabinerhaken angeſchlagen. Die Feder, welche die Zunge deſſelben gegen den vorderen Theil des Hakens drückt, iſt ganz von den Backen eingeſchloſſen, ſo daß ſie nicht verunreinigt und dadurch gelähmt werden kann. Das An- und Abſchlagen iſt leicht und die Befeſtigung der Körbe am Seile ſicher. Die Geſchwindigkeit der Fördergefäße iſt ſehr beträchtlich und drei ſolcher Körbe oder 3 Tonnen Preuß. werden in 1 Minute 10 Se-

*) Siehe Bd. IV, Seite 356 ꝛc.

kunden aus dem 130 Lachter tiefen Schachte gefördert, ſo daß die Geſchwindigkeit 12,4 Fuß pro Sekunde beträgt. (Bei dieſer Geſchwindigkeit wird eine Meile in 32 Minuten zurückgelegt.) Bei dem An- und Abſchlagen ſind die Arbeiter ſehr thätig, ſo daß einſchließlich des Aufenthaltes nicht mehr als 2 Minuten auf eine Förderung gerechnet werden können. Dies gibt für jede Maſchine 90 Tonnen Preuß. in der Stunde und ſtimmt mit der Angabe der monatlichen Förderung durch die vier Maſchinen überein. Jede Maſchine fördert in 14½ Stunde und mit Einrechnung des Aufenthaltes, der zufällig entſteht, in 15—16 Stunden täglich, hiernach 1300 Preuß. Tonnen; alſo vier Maſchinen aus zwei Schächten 6200 Preuß. Tonnen; monatlich zu 25 Arbeitstagen 13000 Tonnen Preuß. und jährlich 1,560,000 Tonnen Preuß. Auf dem Bloſſom-Schachte haben die Fördermaſchinen mit hohem Druck nur 24 Zoll Cylinder Durchmeſſer, 34 Pferdekräfte und die Geſchwindigkeit der Fördergefäße im Schacht iſt geringer.

Das tägliche Förderquantum auf dem 66 Lachter tiefen Schachte der Killingworthgrube betrug 940 Preuß. Tonnen; des 92¾ Lachter tiefen William-Schachtes auf Whingillgrube 1200—1400 Preuß. Tonnen, wozu ebenfalls 14—16 Stunden Arbeitszeit gebraucht werden. Viel geringer ſind die Förderquanta auf den Gruben in Lancaſhire, Shropſhire und Staffordſhire; auf der Haighgrube bei Wiggan 200—225 Preuß. Tonnen, bei 45½ Lachter Schachtsteufe; auf der Eltonheadgrube 400 Preuß. Tonnen auf drei Schächten, aus denen eine Maſchine fördert, bei 53 Lachter Schachtsteufe; auf der Grube beim Horſehay-Eiſenwerk auf zwei 83 Lachter tiefen Schächten 300 Preuß. Tonnen; auf den Gruben bei Wednesbury bei 50 Lachter Schachtstiefe 120—150 Preuß. Tonnen; bei ſtarkem Debite ſind jedoch hier die täglichen Förderquanta von zwei zuſammengehörigen Schächten auf einzelnen Gruben bis über 400 Tonnen Preuß. geſtiegen; auf den beiden 100 Lachter tiefen Schächten bei Brades Stahlwerk, bei dem Anfange des unterirdiſchen Betriebes, 250 Tonnen Preuß. Die Einrichtungen waren ſo getroffen, um bis 800 Tonnen täglich fördern zu können.

Die Schächte ſind theils mit großen, etwas ſchräg liegenden Schiebethüren verſehen, wie in Staffordſhire, worauf die mit Rädern verſehenen Fördergefäße niedergelaſſen und zum Ausladen abgefahren werden; theils ganz offen und die Körbe werden über die Hängebank herüber gebogen, auf Wagen geſetzt, abgeſchlagen und ſo zum Ausſtürzen fortgelaufen. Auf Hetton ſind die Hängebänke mit gußeiſernen Platten belegt, welche nach dem Schacht einen 2 Zoll hohen Rand haben, damit die kleinen Geſtellwagen (denen in den Abbauſtrecken ähnlich), worauf die Körbe geſetzt werden, nicht in den Schacht laufen können. Von dieſem mit eiſernen Platten belegten Raume führen deutſche gußeiſerne Schienenwege nach den

Ausſturzbühnen. Hier wird die geſammte Förderung auf ein Gitter geſtürzt, um die kleinen Kohlen (Smal und Duſt) von den Stücken und Brocken zu ſepariren. Die letzteren rollen über das Gitter hinweg durch Lutten ſogleich in die Wagen, welche auf dem Schienenwege nach der Niederlage gehen. Die kleinen fallen durch das Gitter durch und werden in Körbe mittelſt der Förderdampfmaſchine wieder auf die Stürzbühne gehoben und nun in die Schienenwegswagen geſtürzt oder auf der Grube ſelbſt verbraucht.

## XX. Gedinge.

Die Kohlengewinnung iſt in England ganz allgemein dem Arbeiter ins Gedinge gegeben, wie auch bei den deutſchen Gruben. Daſſelbe iſt in der Regel ganz einfach, indem es ſich lediglich auf die eigentliche Gewinnung bezieht und ſonſt keine Nebenarbeiten einſchließt, weil der Bergmann nur das Geleuchte zu ſtellen hat. Das Gezähe gehört der Grube und wird von beſonderen Schmieden auf Koſten derſelben in Stand erhalten und geſchärft. Die Förderung durch Menſchen, welche keine beträchtliche Ausdehnung hat, geſchieht unabhängig von dem Häuergedinge theils im Schichtlohn, theils im Gedinge und es wird dafür geſorgt, daß eine hinreichende Anzahl von Schleppern vorhanden iſt, um die von dem Häuer gewonnenen Kohlen fortzuſchaffen. Die Pferde, womit der Haupttheil der Streckenförderung beſtritten wird, gehören der Grube und die Führer und Wärter ſtehen im Schichtlohn; die Schachtsförderung, Anſchläger, Abnehmer, Maſchinenwärter und Schürer ſtehen im Schicht- oder Wochenlohn. Dieſes letztere iſt auch in ſofern zweckmäßig, als dieſelben verpflichtet ſind, ſo lange zu arbeiten, bis das tägliche Förderquantum heraus geſchafft iſt und ſie nicht dazu beitragen können, daſſelbe zu vermehren oder zu vermindern. Etwas Aehnliches findet ſchon bei der Streckenförderung ſtatt, wenn einem Schlepper beſtimmte Abbaupunkte zugewieſen ſind, von denen er die fallende Förderung beſtreiten muß; für das beſtimmte Schichtlohn muß er dem Häuer das Ort von Kohlen rein halten, dieſer ſorgt ſchon dafür, daß es geſchieht und mehr kann der Schlepper in dieſem Falle nicht leiſten, wenn er ſich auch noch ſo ſehr anſtrengt. Auf einigen Gruben, wie auf Whingill, iſt bisweilen die Streckenförderung mit der Kohlengewinnung in ein Gedinge gegeben und nur hieraus wird der Häuer und Schlepper nach beſtimmten Antheilen bezahlt. Beide arbeiten ſich deshalb in die Hände und helfen einander, wenn es erforderlich iſt. Ob dieſe Einrichtung vortheilhaft ſey, läßt ſich nicht allgemein behaupten; es kommt weſentlich darauf an, ob zur Förderung jüngere und ſchwächere oder ſehr ſtarke Arbeiter gebraucht werden, ob die Förderung nicht die ganze Kraft und Zeit der dazu angelegten Mannſchaft in Anſpruch

nimmt; ob dieſelbe zweckmäßig bei Nebenarbeiten der Kohlengewinnung beſchäftigt werden könne, ohne den Häuer zu ſtören; in einzelnen Fällen mag dieſelbe vortheilhafte Reſultate gewähren. Auf einigen Gruben, wie auf Hetton, iſt dem Häuer auch das Gezähe und das Pulver mit ins Gedinge gegeben, eine Einrichtung, die auch in den meiſten deutſchen Revieren für zweckmäßig gehalten und angewendet wird; das Gezähe wird vom Bergſchmied in Stande gehalten und der Arbeiter muß es aus ſeinem Lohn bezahlen. Auf dieſer Grube, wo täglich gegen 2000 Keilhauen geſchärft werden müſſen, befindet ſich ein Schmiedefeuer in der Grube ſelbſt, um das Aus- und Einhängen derſelben zu vermeiden, was unter ſolchen Umſtänden ganz zweckmäßig iſt. Die Kameradſchaften ſind in der Regel ſehr klein, da jede Abbauſtrecke in der Regel nur mit einem, zwei, höchſtens drei Mann auf ein Mal belegt iſt. Jede wird beſonders ausgelohnt und bezeichnet ihre Fördergefäße, wenn ſie ohne Ausſtürzung vom Orte bis zu Tage kommen; dies regt ſehr zur Arbeit an; in den großen Kameradſchaften verſtecken ſich träge Arbeiter zu ſehr, ſchmälern den Verdienſt der fleißigen und verhindern dadurch dieſe, ſich anzuſtrengen.

Jeder Häuer ſchrämt, ſchlitzt und ſchlägt das Kohl herein, ſo daß ſeine Arbeit bloß nach der Menge der gewonnenen Kohlen beurtheilt zu werden braucht und die Aufſicht nur auf Richtung, Breite der Strecken und beſondere Nebenumſtände beſchränkt bleibt. Auf der Hettongrube wird bei den ſchmalen ($\frac{7}{8}$ Lachter breiten) Abbauſtrecken außer dem Kohlengedinge noch ein Lachtergedinge nach der Auffahrungslänge gegeben, hauptſächlich, um ſo zu verhüten, daß dieſelben nicht weiter gehauen werden, als beſtimmt iſt. In einigen deutſchen Revieren geſchieht dies, wenn die Strecken beſonders ſchmal getrieben werden müſſen, wenn nämlich daran liegt, mit denſelben ſchnell aufzufahren. Auch wenn in den Hauptſtrecken die Firſte in der Kohle gewölbartig gehauen wird, gibt man dafür ein beſonderes Lachtergedinge unabhängig von dem Kohlengedinge. Auf den meiſten Gruben werden die Kohlen durch einander gefördert und das Sortiren derſelben erſt über Tage vorgenommen; das Gedinge iſt theils auf das ganze Förderquantum gerichtet (wie in dieſem Falle auf Killingworth), theils nur auf die beſſern Sorten, Stückkohlen und Brocken, wobei alsdann die kleinen (Gruß- oder Staub-) Kohlen umſonſt gewonnen werden müſſen (wie auf Hetton). Auf Dowlais in Süd-Wales beſtehen beſondere Stück- und Grußkohlengedinge, weil dieſe letztern nur bisweilen zum eignen Bedarf des Eiſenwerkes gefördert werden, der andere Theil in der Grube bleibt. Wo es auf eine Erhaltung der Stückkohlen ankommt, iſt es zweckmäßig, beſondere Gedinge für dieſelben zu machen, um dem Häuer einen Antrieb zu geben, auf die Erhaltung derſelben beſonders Bedacht zu nehmen; dann iſt es aber auch am einfach-

ſten, das ganze Gedinge auf dieſe Kohlenſorte zu legen und die kleinen Kohlen in demſelben umſonſt gewinnen zu laſſen. Wo die ganze Förderung durch einander verkauft wird, iſt ein Doppelgedinge kaum anwendbar und in der Regel nicht von ſo großer Wichtigkeit, um eine beſondere Controle deshalb einzurichten. Das Nachreißen der Förderſtrecken geſchieht häufig von beſondern Häuern, wie dies auch in Deutſchland gewöhnlich, welche ein Lachtergedinge erhalten; dieſe Arbeit muß größtentheils in der Nachtſchicht geſchehen, damit die Kohlengewinnung dadurch nicht geſtört wird. Die Zimmerung, welche in der Regel in den Engliſchen Gruben von keiner Bedeutung in den Abbauſtrecken iſt, wird von beſondern Zimmerlingen beſorgt, welche im Schichtlohn arbeiten, während dieſelbe in den meiſten deutſchen Steinkohlengruben im Kohlengedinge von dem Häuer beſorgt werden muß, was oft bei der flüchtigen Beſchaffenheit des Hangenden durchaus nothwendig und gar nicht anders einzurichten iſt, ſo daß dieſe Theilung der Arbeit ſehr nachtheilig ſeyn würde.

Bei den Strebbauen in Shropſhire iſt, wie wir ſchon weiter oben bemerkten, die Kohlengewinnung unter verſchiedenen Arbeitern vertheilt. Die Schramhäuer führen den Schram, wonach ihnen bei der Breite des Strebes ein Lachtergedinge geſtellt iſt, auf eine beſtimmte Tiefe, hauen in den vorgeſchriebenen Entfernungen die Schlitze auf dieſelbe Tiefe und verbolzen die unterſchrämten Kohlenbänke. Die Abkohler hauen die im Schram ſtehen gebliebenen Beine in der folgenden Schicht weg, gewinnen die unterſchrämten Kohlenbänke herein, trennen ſie von den Bergmitteln und ſchaffen dieſe fort, damit in der nächſten Schicht die Unterbänke, welche aufgeſchoſſen werden müſſen, nicht damit verunreinigt werden. Andere Arbeiter (butty men) zerſetzen die großen Kohlenwände und fördern ſie am Strebe entlang bis in die nächſte Förderſtrecke, verſetzen die Berge, mauern ſie an den Strecken auf, ſchlagen eine Reihe von Stempeln, legen das Fördergeſtänge an den Strebſtoß und machen denſelben ſo weit fertig, daß die Schramhauer wieder anfangen können. Eine ſolche Arbeitsvertheilung muß ſich, durch lange Gewohnheit feſtgeſetzt, aus den lokalen Verhältniſſen der Betriebseinrichtung und der Beſchaffenheit der Flötze entwickelt haben, um nur einigermaaſen Ordnung dabei zu erhalten. Das Gedinge iſt hier nicht rein, es iſt vielmehr ein beſtimmtes Tagewerk (Dobrig), welches der Arbeiter ſchaffen muß, um ſein Schichtlohn zu verdienen. Die Steiger meſſen täglich die Tiefe des Schrames nach, ehe die Häuer ihre Arbeit verlaſſen und dieſe gibt wieder das Anhalten, wonach die Abkohler controlirt werden. Einige Aehnlichkeit hat dieſe Gedingſtellung mit derjenigen, welche in Mons und Lüttich allgemein iſt und auch im Worm-Revier Statt findet, wo die Häuer in der Schicht eine beſtimmte Tiefe des Schrames führen und das

Ort um ſo viel auffahren müſſen; nur in Anzin iſt es ein reines Längengedinge, indem den Arbeitern die aufgefahrene Länge vor den Strecken und Stößen nach Verhältniß eines beſtimmten Maaſes, welches für ein Tagewerk gilt, bezahlt wird.

In Staffordſhire wird häufig die Kohlengewinnung auf einzelnen Schächten in ein Generalgedinge gegeben. Der Gedingnehmer (butty collier oder tennant, Pächter) erhält von dem Grubenbetreiber einen völlig zur Kohlengewinnung vorgerichteten Förderſchacht mit Förderdampfmaſchine und ein beſtimmtes Gedinge für die Kohlen, welche er zu Tage liefert, er muß dagegen die Gewinnung, Strecken- und Schachtsförderung, ſo wie die erforderlichen Materialien bezahlen und die Utenſilien ſtellen. Die Waſſerhaltung wird von den Grubenbetreibern beſchafft. Dieſes Generalgedinge erſtreckt ſich in der Regel auf das ganze vom Schacht aus abzubauende Feld, deſſen Grenzen dabei feſtgeſetzt werden. Daſſelbe hat die größte Aehnlichkeit mit einer Einrichtung, die auf den großen Konzeſſionen des Flenu (oder Couchant) bei Mons Statt findet und dort unter dem Namen Forfait bekannt iſt. Auch auf den Kohlengruben von Leinſter in Irland finden dergleichen Generalgedinge ſtatt; die Arbeitsvertheilung bei dem dort geführten Strebbau iſt wie in Shropſhire.

Zur Vergleichung ſind die Kohlengedinge, welche auf einigen Gruben Statt finden, auf 10 Preuß. Tonnen und Preuß. Geld reducirt:

| | Thlr. | Sgr. | Pf. |
|---|---|---|---|
| Landore 10 Preuß. Tonnen zu hauen | — | 8 | 11 |
| in den Abbauſtrecken 17½ Lachter weit zu fördern | — | 6 | 6 |
| Clydach ditto zu hauen | — bis — | 9 bis 10 | 7 bis 6 |
| Cwmllynfell ditto zu hauen | 1 | 8 | 6 |
| Dowlais ditto Stückkohlen zu hauen | — | 24 | 6 |
| kleine Kohlen (wenn ſie gefördert werden) | — | 7 | — |
| Eltonhead ditto zu hauen | — bis — | 9 bis 14 | 11 bis — |
| Haigh 10 Preuß. Tonnen zu hauen, einſchließlich der ganzen Grubenförderung | 1 | 20 | 5 |
| Whingill ditto zu hauen, einſchließlich der Streckenförderung mit Menſchen (13—15 Lachter weit) vor Abbauſtrecken | — bis — | 22 bis 28 | 3 bis 8 |



Bayerische Staatsbibliothek München

| | | | |
|---|---|---|---|
| ditto zu hauen vor Pfeiler ohne Förderung | — Thlr. | 15 Sgr. | 11 Pf. |
| Hetton ditto zu hauen | — bis — | 25 bis 27 | — bis 6 |
| außerdem für 1 Lachter Länge 1 Thlr. 10 Sgr., macht auf obiges Kohlenquantum | — | 17 | 6 |
| Die Streckenfirſte gewölbartig in der Kohle zu hauen, für 1 Lachter Länge 8 Sgr. | — | 8 | — |
| Hierbei muß aber der Bergmann Gezähe und Pulver bezahlen und die kleinen Kohlen (gegen 10 Prozent) umſonſt fördern. | | | |
| Killingworth ditto zu hauen bei gemengter Förderung | — | 15 | 3 |
| Stückkohlen, wenn die kleinen Kohlen nicht gefördert werden | — | 23 | 9 |
| Clyde-Ironwork ditto zu hauen | 1 bis 1 | 5 bis 22 | — bis 6 |
| Thornhill ditto zu hauen Stückkohlen | — bis — | 8 bis 6 | 9 bis 1 |
| Thornhill, 10 Preuß. Tonnen zu hauen, Brocken oder kleine Kohlen | — bis — | 7 bis 3 | 10 bis 6 |
| Brora ditto zu hauen Stückkohlen | 1 | 1 | 5 |
| Brora ditto zu hauen Brocken | — | 26 | 9 |
| wobei die kleinen Kohlen umſonſt gewonnen werden. | | | |

Bei dem Generalgedinge in Staffordſhire wird bei Stückkohlenförderung für 10 Preuß. Tonnen 2 Thlr. 24 Sgr. bis 2 Thlr. 29 Sgr. 3 Pf. bezahlt; wenn die kleinen Kohlen mitgefördert werden, für 10 Tonnen Stückkohlen 2 Thlr. 5 Sgr.; für 10 Tonnen kleine Kohlen (ſhlig) 24 Sgr. 6 Pf.

Bei den Strebbauen auf den zu Horſehay Eiſenwerk gehörigen Gruben kommen 10 Preuß. Tonnen einſchließlich der Förderung bis in die Förderſtrecke auf 18 Sgr. 5 Pf. zu ſtehen.

Das freie Lohn, welches ein Häuer täglich verdient, ſtellt ſich hiernach in Süd-Wales auf 25 Sgr. bis 1 Thlr. 5 Sgr. (letzteres in der überaus bevölkerten Gegend von Merthyr Tydwyll), in Shropſhire auf 23 Sgr., in Lancaſhire auf 28 Sgr. bis 1 Thlr.

10 Sgr., in Cumberland 1 Thlr. bis 1 Thlr. 5 Sgr., in Durham auf 1 Thlr. 5 Sgr., in Staffordſhire 17 Sgr. 6 Pf. bis 28 Sgr.

Die Förderjungen erhalten in Lancaſhire 17 Sgr. 6 Pf. bis 20 Sgr. Die Jungen von 10 bis 14 Jahren, welche fördern und die Pferde in der Grube führen, in Durham 13 Sgr., in Cumberland 9 Sgr. 9 Pf. bis 13 Sgr.; die Knechte, welche die Pferde warten und füttern 22 Sgr. 6 Pf.

Die Zimmerlinge ſtehen auf der Hettongrube in einem Wochenlohn von 6 Thlr. 9 Sgr. (auf den Arbeitstag 1 Thlr. 1 Sgr. 6 Pf.); außerdem erhalten ſie noch eine Vergütung für das Hängen der Wetterthüren, für das Aufſtellen der Krahne in den Gruben und für einige andere kleine Arbeiten, die nicht unmittelbar die Grubenzimmerung angehen, ſo daß ſie wöchentlich auf 8 Thlr. 22 Sgr. kommen, für den Arbeitstag 13 Sgr. 8 Pf. Auf den größeren Gruben iſt für jede Schicht ein Steiger angeſtellt, der über einen Theil des Grubenfeldes die Aufſicht führt; ſo ſind auf der Hettongrube in jeder Schicht vier Steiger in der Grube, welche des Morgens früh zwiſchen 1 und 2 Uhr anfahren, ſich im Vormittage ablöſen und am Abend, zwiſchen 5 und 6 Uhr, nicht eher ausfahren, als bis die Förderung beendet iſt. Dieſe anhaltende regelmäßige Aufſicht, welche nur auf ſehr großen Gruben Statt finden kann, übt einen ſehr günſtigen Einfluß auf den ganzen Betrieb aus. Die Steiger, welche die Nachmittagsſchicht fahren (**Back overman**) und nicht ſo lange in der Grube ſind, wie die in der Frühſchicht, führen täglich Schichtenzettel und Arbeitsnachweiſungen, welche ſie an jedem Abend in das Bureau der Grubenverwaltung abliefern. Die Steiger haben ein Wochenlohn von 6 Thlr. 9 Sgr., wie die Zimmerlinge, aber außerdem noch kleine Proviſionen bei dem Verkaufe der Lichter und des Oeles, ſo daß ihre wöchentliche Einnahme auf 12 Thlr. 7 Sgr. 6 Pf. ſteigt; für jeden Arbeitstag 2 Thlr. 1 Sgr. 3 Pf.

Die Bergleute erhalten Brandkohlen, wöchentlich 1½—2 Preuß. Tonnen, im Winter mehr, im Sommer weniger; ſie müſſen dafür eine Kleinigkeit bezahlen, auf Hettongrube alle vierzehn Tage 5 Sgr. 3 Pf. Es werden dazu ſchlechtere Kohlen ausgeſucht, welche eben nicht verkäuflich ſind, ſo daß die Gruben damit keinen Schaden haben.

Die Gedinge werden von dem Grubendirektor (**Viewer**) durch freiwillige Uebereinkunft mit den Bergleuten geſchloſſen und bleiben ſich bei der großen Regelmäßigkeit der Flötze lange Zeit hindurch gleich. Die Auslohnung geſchieht wöchentlich oder alle vierzehn Tage, es werden dabei die Kohlenquanta nach der Anzahl der För-

7*

bergefäße, welche von einer Kameradſchaft gefördert worden ſind, beſtimmt*).

## XXI. Wetterwechſel.

Schon die große Tiefe und Ausdehnung der Gruben macht die Wetterführung ſehr beſchwerlich, wenn nur ein Schacht vorhanden iſt und wegen der großen Koſten nicht mehrere abgeteuft werden können; kommt aber eine beträchtliche Entwicklung ſchlagender Wetter hinzu, ſo erhält dieſer Gegenſtand eine ſo große Wichtigkeit, wegen der damit verbundenen Gefahr, daß der ganze Betrieb danach eingerichtet werden muß, um die Leitung der Wetter zu erleichtern. Es kommt alsdann darauf an, jedes Ort mit einem hinreichend ſtarken Wetterwechſel zu verſehen, um der Anſammlung ſchlagender Wetter vorzubeugen. Die Mittel, welche man hierzu anwendet, ſind im Allgemeinen dieſelben, deren man ſich unter ähnlichen Umſtänden auch in Lüttich und Mons bedient (vergl. das nächſte Kapitel). Wenn nur ein Schacht vorhanden iſt, ſo muß derſelbe durch einen wetterdichten Scheider getheilt ſeyn, ſo daß die Wetter in den einen Trum einfallen und zum andern ausziehen können. In dieſem letztern muß die Luftſäule durch Anwendung eines beträchtlichen Feuers verdünnt werden, damit dieſelben leichter und durch die ſchwerere kalte, welche in die Grube dringt, erſetzt werde. Durch Dämme und Wetterthüren müſſen die Wetter gezwungen werden, dicht vor jedem belegten Orte vorbei, durch jede fahrbare Strecke zu ziehen und ſo die ganze Grube oder wenigſtens die letzteren Theile zu durchziehen, ehe ſie wieder heraustreten. Wenn bei dem Schachtabteufen der wetterdichte Schachtſcheider allein nicht mehr ausreicht, um hinreichenden Wetterwechſel hervorzubringen, ſo wird der Kunſtſchacht (die Abtheilung des Schachtes, worin die Sätze eingebaut ſind) auf der Hängebank zugebühnt und nur die nöthige Oeffnung für das Geſtänge, Seil u. ſ. w. gelaſſen und mit einer gut ſchließenden Thüre verſehen. Unter dieſer Bühne treibt man ein 3 Fuß hohes und weites Ort, welches man entweder mit dem Aſchenfall der Keſſelfeuerung einer Dampfmaſchine oder mittelſt eines Geſenkes mit einem beſondern Wetterthurm in Verbindung ſetzt, der 50 bis 100 Fuß hoch iſt und auf der Sohle 8—10 Fuß, oben 3—4 Fuß Durchmeſſer hat. Hierdurch werden die Wetter gezwungen, in dem Fördertrum einzufallen und zum Kunſtſchacht auszuziehen. Iſt noch kein wetterdichter Scheider im Schachte nachgeführt, ſo hängt man Lutten von 2—4 Fuß im Quadrat ein, die mit dem Wetterthurm in Verbindung geſetzt werden. Bei Gruben von bedeutender Aus-

*) Von der ſo ſehr eigenthümlichen Einrichtung der Gebinge bei dem Kupferbergbau in Cornwall redeten wir bereits im IV. Bde. S. 439 ꝛc.

dehnung reicht dieſe Vorrichtung, wo der Roſt des Wetterthurmes über Tage liegt, nicht aus, indem die verdünnte Luftſäule nicht hoch genug iſt, um einen genügenden Zug hervorzubringen. Hier muß der Wetterofen auf der Sohle des Schachtes angebracht und durch eine beſondere Wetterſtrecke, die in einiger Höhe, 5—8 Lachter über dem Füllorte, darin einkommt, in Verbindung geſetzt werden. Der Ofen wird in einem auf dem Flötz ausgehauenen Raum erbaut, ſo daß die Wände deſſelben den Kohlenſtoff nicht berühren und kein Brand entſtehen kann. Der Roſt hat 5—6 Fuß im Quadrat.

Es iſt beſſer, die Wetteröfen im Tiefſten der Schächte, als an deren Oeffnung anzubringen. In dem erſtern Fall erwärmt die ſich aus dem Heerd entwickelnde Luft die Schachtwände und es kann ſich die Lebhaftigkeit der Verbrennung vermindern, ohne daß der Zug plötzlich aufhört. Liegt dagegen der Ofen oben an der Schachtöffnung, ſo hört der Zug faſt immer auf, ſobald die Verbrennung an Lebhaftigkeit nachläßt. Dennoch findet man in der Nähe von Newcaſtle noch manche Wetteröfen über Tage.

Würden ſie an der Schachtöffnung angebracht, ſo gibt man ihnen die Einrichtung wie Fig. 42, Taf. 17. Der Schacht oder die Abtheilung deſſelben, aus welchem die Wetter ausziehen ſollen, iſt alsdann in einiger Entfernung von ſeiner Oeffnung mittelſt einer ſehr dichten Bühne von Bohlen und mit einer Thonſchicht luftdicht verſchloſſen. Ein durch das Geſtein getriebener Kanal, der unter der Bühne anfängt, ſtellt die Verbindung zwiſchen dem Schacht und dem Ofen her; die Bühne kann auch oben an der Schachtöffnung vorhanden ſeyn. Die Dimenſionen dieſer Oefen ſtehen im Verhältniß zu den Erforderniſſen des Wetterwechſels. Die im Querſchnitt quadratiſchen oder runden Eſſen ſind 50—100 Fuß hoch; ihr lichter Durchmeſſer beträgt unten 5—9 und oben 2½—5 Fuß; ſie haben nur die Stärke einer Ziegelſteinlänge, d. h. 9 Zoll und nur am Grunde ſind ſie ſtärker und in der Nähe des Ofens ſind ſie im Innern mit feuerfeſten Ziegelſteinen bekleidet, um der ſtarken Hitze des Ofens widerſtehen zu können.

Iſt der Ofen im Schachttiefſten angebracht, ſo darf er nicht unmittelbar unten im Schacht oder in geringer Entfernung von dem Hangenden des Flötzes angelegt ſeyn, wie es noch hin und wieder der Fall iſt. Rauch und Wärme werden alsdann ſo unerträglich für die Anſchläger, daß man ſolche Wetterſchächte oder ſolche Schachtabtheilungen gar nicht zur Förderung benutzen kann.

In den am beſten betriebenen Gruben in den Umgebungen von Newcaſtle hat der Ofen die Einrichtung von Fig. 43. **d** iſt der Wetterſchacht; bei **B**, etwa in 20 Lachter Entfernung vom Schacht, iſt der Ofen vorhanden, der einem Flammofen, ſo wie ſie zur Heizung der Dampfkeſſel angewendet werden, gleicht. Er ſteht mit dem Schacht durch einen geneigten Kanal **c**, der ungefähr 10 Lachter

über dem Tiefſten anfängt und in ihn ausmündet, in Verbindung. Rings um das Gemäuer des Ofens läßt man einen Raum zur freien Luftzirkulation, um das Kohl, in deren Mitte der Ofen liegt, abzukühlen und zu verhindern, daß es Feuer fängt. Auf dieſe Weiſe haben die Wetter in dem Schacht ſtets eine mäßige Temperatur.

Oft ſind, wie ſchon bemerkt, an der Schachtöffnung eigenthümliche Vorrichtungen angebracht, die ſchädliche Einwirkung des Windes auf den Wetterzug zu verhindern, indem derſelbe dadurch oft bedeutend vermindert wird, beſonders, wenn der Schacht drei oder vier Abtheilungen hat und ein Theil ſeines Raums von den Kunſtſätzen und von den Fördertonnen eingenommen iſt.

Fig. 44, Taf. 17 ſtellt eine von dieſen Einrichtungen dar; a iſt die Schachtabtheilung mit dem Wetterofen im Tiefſten, b die Abtheilung, durch welche die Wetter einfallen, d der über die Hängebank hinaus verlängerte Schachtſcheider. In geringer Entfernung von der Hängebank ſind Kanäle getrieben, welche mit den Wetterthürmen in Verbindung ſtehen, die 60—80 Fuß hoch und unten 6—8, oben aber 3—5 Fuß weit ſind. Oben iſt jeder dieſer Wetterthürme mit einem Aufſatz verſehen, deſſen Einrichtung aus Fig. 44 deutlich wird. Dieſe Aufſätze drehen ſich leicht mittelſt einer daran ſitzenden Windfahne. Mittelſt derſelben iſt der Aufſatz des Thurmes von dem einfallenden Schachttrum ſtets in der Richtung des Windes gedreht, bei dem des ausziehenden Trumes aber ſtets in einer dem Winde entgegengeſetzten Richtung.

In dem im Hettonflötze der Hettongrube befindlichen Wetterofen werden täglich 6 Tonnen Preuß. Kohlen verbrannt. Die Schachtsabtheilung, worin die Wetter ausziehen und die in der Regel auch zur Förderung benutzt wird, erhält über der Hängebank einen hohen Thurm und wird durch einen Verſchlag von der andern getrennt, damit die verdorbenen Wetter von dieſen nicht wieder eingeſaugt werden können. Die Feuerungen der unterirdiſchen Dampfmaſchinen werden bisweilen (wie auf Whingillgrube) benutzt, um den Wetterzug zu verſtärken, indem die ausziehenden Wetter unter den Roſt geleitet und der Fuchs mit dem ausziehenden Schacht in Verbindung geſetzt iſt; gewöhnlich fürchtet man die ausziehenden mit ſchlagenden Wettern gemengten unter die Roſte zu leiten, indem dadurch Explosionen entſtehen können und das Feuer zu ſehr geſchwächt wird, um die nöthigen Dämpfe zu entwickeln. Auf der Whingillgrube fallen die Wetter in die drei Trümer des 92 Lachter tiefen Williamſchachtes ein und ziehen auf dem 770 Lachter davon entfernten Georgeſchacht aus. Derſelbe iſt elliptiſch, 11½ Fuß lang, 7½ Fuß breit, 87½ Lachter tief und ſeine Hängebank liegt 35 Lachter höher als die des Williamſchachtes; auf ſeiner Sohle befinden ſich zwei große Oefen, deren Roſte eine Fläche von

80 □Fuß haben und über Tage iſt derſelbe mit einem 70 Fuß hohen Wetterthurme verſehen. Die Fläche des einfallenden Schachtes beträgt gegen 130 □Fuß und die des ausziehenden 63 □Fuß. Ein Vortheil zweier entfernt liegenden Schächte für den Wetterwechſel beſteht darin, daß die Wetterführung in der Grube ſehr abgekürzt wird und daß der Rückweg, den dieſelben von den entfernteſten Punkten nach dem Schachte zu machen haben, zum Theil ganz fortfällt. Um die Wetter den ins Feld rückenden Hauptſtrecken nachzuführen, werden immer zwei Strecken parallel gleichzeitig fortgebracht, von denen in der einen Wetter vor Ort geführt, in der andern zurückgeleitet werden. Der Pfeiler zwiſchen beiden Strecken iſt $4\frac{3}{8}$—6 Lachter ſtark. Derſelbe wird in Entfernungen von 9 bis $11\frac{1}{2}$ Lachter durchhauen und die Wetter ziehen durch dieſe Durchhiebe aus einer Strecke in die andere. Dieſe Durchhiebe werden bis auf den letzten mit Bergen zugeſetzt und in beiden Strecken mit einer Ziegelmauer, welche unten einen Stein, oben einen halben Stein ſtark iſt, verſchloſſen, damit den Wettern nur ein Weg übrig bleibt.

Von den jedesmaligen letzten Durchhieben wird ein wetterdichter Verzug von Bretern, 2 Fuß von einem Streckenſtoß entfernt, bis dicht vor Ort nachgeführt, ſo daß die Wetter dicht bei dem Arbeitsſtoße vorbei ziehen müſſen. Die Streckenſtöße werden ſo eben als möglich gehalten, weil dadurch der Wetterwechſel ſehr befördert wird. Bei der Verſorgung der Abbauſtrecken mit Wettern wird daſſelbe Prinzip befolgt; die Wetter ziehen in einer Abbauſtrecke bis zu dem letzten Pfeilerdurchhiebe, durch dieſen in die nächſtfolgende und ſo fort bis in die letzte und durch dieſe zurück in die Hauptſtrecke; iſt es nothwendig, die Wetter unmittelbar bis vor Ort zu leiten, ſo wird von dem letzten Pfeilerdurchhiebe aus ein Verzug dem Orte nachgeführt, um welchen die Wetter herum wechſeln. In Querſchlägen, die einige Länge erreichen, führt man eine Mauer in der Mitte nach, ſo daß die Wetter in einer Abtheilung nach dem Orte hin, in der andern zurückziehen können. Auf dieſe Weiſe werden die Wetter in einigen Gruben auf eine Länge von 6 deutſchen Meilen fortgeleitet, bevor dieſelben wieder den Schacht erreichen. Die Wetterthüren in den Hauptſtrecken, wodurch die Wetter in die Abbauſtrecken geleitet werden, ſind da, wo eine ſtarke Förderung umgeht, immer doppelt, weil ſonſt keine Abſperrung erfolgen und Gelegenheit zum Verſchlagen der Wetter gegeben würde, indem die Thüren während der Förderung beinahe immer offen bleiben. Wo die Abbauſtrecken weniger wetternöthig ſind, läßt man die Wetter durch zwei bis drei gleichzeitig vor und durch eben ſo viele zurückziehen. Bei den Strebbauen in Shropſhire ziehen die Wetter dicht am Strebſtoße entlang. Die in Staffordſhire üblichen getrennten Förderſchächte erleichtern die Wetterführung ſehr, obgleich es ſchwer

hält, die Schachtſcheider gehörig wetterdicht zu machen (wenn auch die Fugen der Dohnungsbreter mit Letten verſtrichen werden) und die verſchiedenen Schachtstrümer über der Hängebank genugſam von einander zu trennen.

Jedoch wollen wir hier erſt noch die gemachten allgemeinen Andeutungen durch einige Beiſpiele, mit Hilfe von Abbildungen, verdeutlichen.

Wenn die Kohlenflötze nicht in bedeutenden Teufen abgebaut werden und wenn ſie außer den von dem Athmen, von der Verbrennung der Lampen und von dem Sprengpulver herrührenden Gaſen nur kohlenſaures und geringe Mengen von Waſſerſtoffgas enthalten, ſo treibt man die Wetterſchächte möglichſt nahe bei einander und um die Wetter vor die Oerter der Strecken gelangen zu laſſen, die getrieben werden, ehe die Schächte mit einander durchſchlägig ſind, bedient man ſich einer hölzernen, ziegelſteinernen oder gußeiſernen Röhre oder Lutte, die in einer der Ecken an der Förſte von den Strecken angebracht worden iſt und durch den Schacht bis zu Tage ausgeht. Dieſe Lutte ſaugt die Wetter von dem Streckenort an und es wird dies Anſaugen durch einen kleinen Wetterofen bewirkt, der am obern Theil der Lutte angebracht iſt oder auch, indem man dieſelbe nur einige Fuß über die Hängebank des Schachtes erhöht. Man verlängert die Wetterlutte mit der Strecke; zuweilen erſetzt man ſie auch durch eine im Stoß der Strecke eingehauene Rinne (**Raggling**), die man mit einem Bret luftdicht verſchließt, wie Fig. 1, Taf. 18 zeigt.

In tiefen Gruben, wie die bei Newcaſtle, wo die Anhäufung einer großen Menge von Waſſerſtoffgas eine ſehr lebhafte Wetterloſung erfordert, wendet man oft nur einen, in mehrere Trümer getheilten Schacht zur Wetterführung an.

Um den Streckenörtern im Anfang des Betriebes einer Grube Wetter zuzuführen, verfährt man auf die folgende Weiſe: Vom Schachttiefſten aus treibt man zwei parallele Strecken, von denen jede mit einer der Schachttrümer in Verbindung ſteht, wie man aus Fig. 2 erſieht. In einiger Entfernung von dem Schacht ſetzt man beide Strecken mittelſt eines Durchhiebes t mit einander in Verbindung. Der Wetterzug wechſelt von einer Abtheilung in die andere, indem er an der Sohle der beiden Strecken, da wo die Arbeiter beſchäftigt ſind, hinzieht. Beim Forttrieb der Strecken entfernt man ſich immer mehr von dem Schacht und ſobald die Oerter wieder wetternöthig ſind, treibt man einen neuen Durchhieb t und verſchließt den vorhergehenden mittelſt einer Ziegelſteinmauer, ſo daß die Wetter wieder bis vor den Ortsſtoß ziehen müſſen u. ſ. f.

Die Strecken haben gewöhnlich eine Breite von 9 Fuß und die ſie trennenden Kohlenpfeiler behalten 6—8 Fuß Stärke. Die Durchhiebe ſind 5 Fuß breit und ihre Entfernung von einander

richtet ſich nach der größern oder geringern Wetternoth der Oerter. Die Ziegelſteinmauern ſind nur 4½ Zoll ſtark. — Findet eine ſtarke Waſſerſtoffgasentwicklung ſtatt, ſo daß leicht ſchlagende Wetter entſtehen können, ſo nöthigt man den Wetterzug ſtets, an die Ortsſtöße hinzuziehen, indem man mit Scheidern cc', c'', Fig. 3 dem Streckenbetriebe folgt.

Haben die Baue ſchon eine gewiſſe Ausdehnung erlangt, ſo verfährt man bei der Wetterführung, wenn die Gruben nur eine geringe Tiefe haben und die Gasentwicklung nicht ſehr bedeutend iſt, auf die in Fig. 33, Taf. 17 angegebene Weiſe. Die in dem Schacht einfallenden Wetter theilen ſich bei **A** in zwei Ströme, welche den entgegengeſetzten Richtungen der Pfeile folgen und nachdem ſie an den Streckenörtern hingezogen ſind und ſich in allen Bauen verbreitet haben, durch den Schacht **B** wieder ausziehen.

Iſt der Wetterwechſel an den Ortsſtößen, vor denen die Häuer arbeiten, nicht hinlänglich lebhaft, ſo führt man in den darin auslaufenden ſöhligen Strecken kleine Mauern von bloßen Steinen auf, um ſie zu verſchließen. Dieſe für die Wetter durchdringlichen Mauern unterbrechen den Wetterzug in den Strecken, in denen der Abbau aufgehört hat, nicht gänzlich.

In den tiefen Gruben zu Newcaſtle, in welchen ſchlagende Wetter (von denen wir weiter unten noch näher reden werden) häufig ſind, müſſen die Wetter vor allen im Betriebe ſtehenden Ortsſtößen durchgeführt werden und darauf alle ſchon vorhandenen Strekken durchſtrömen.

Fig. 4, Taf. 18 ſtellt die Wetterführung in einer dieſer Gruben vor. **A** iſt der Schacht, durch welchen die friſchen Wetter einfallen und **B** derjenige, durch welche die ſchlechten oder verdorbenen ausziehen. Verfolgt man die Pfeile, ſo wird man bemerken, daß der Wetterzug zuvörderſt den Strecken **c** und **d** entlang geht und ſich mittelſt der Durchhiebe in die andern Strecken verbreitet, daß er dann durch die Strecken **e**, **f**, in welche ſogleich zu gehen ihn Mauern verhinderten, zurück kehrt. Weiter hin ſtrömt er, durch die Mauern **g** und **h** aufgehalten, vor die Streckenörter **i** und **k**. Dann genöthigt, eine krumme Linie zu verfolgen, durchſtrömen die Wetter nach und nach (**single courses**) alle Strecken bis vor die Oerter **l**, **m**, verbreiten ſich alsdann in eine Reihe von Oertern, indem ſie zwei auf ein Mal durchſtrömen (**double coursing**), wie die erſten, und gelangen endlich zu dem Schacht **B**, mittelſt welchem ſie ausziehen. — Die gekreuzten Linien bezeichnen die Wetterthüren, welche überall da angebracht werden, wo man der Förderung oder Fahrung wegen einen Durchgang erbrechen will. — Die Mauer **p**, in der Nähe des Schachts, durch welchen die Wetter einfallen, heißt die Hauptmauer (**Main-stopping**), denn wenn ſie zerſtört würde, ſo hörte jeder Wetterwechſel in den Bauen ſogleich

auf und ſtatt der Richtung der Pfeile zu folgen, würden die Wetter aus dem Schacht A ſogleich nach dem Schacht B ſtrömen. Durch Wegnehmen der Mauern und Thüren kann der Wetterwechſel auch in einem Theil von den Bauen aufhören. Die Hauptmauer p, ſo wie mehrere andere wichtige Mauern, werden ſehr feſt aufgeführt, damit ſie im Fall einer Exploſion ſchlagender Wetter nicht zerſtört und der Wetterwechſel in den Hauptrichtungen nicht unterbrochen werde.

Auf dieſe Weiſe führt man den verſchiedenen Abtheilungen der Grubenbaue nach einander die Wetter zu, wie man aus Fig. 24, Taf. 17 erſieht. Man läßt die Wetter, je nach dem Bedürfniß, durch eine, durch zwei oder durch drei Strecken ſtrömen, indem man ſie aus einer Abtheilung in die andere führt. Ein einziger Luftſtrom kann, wie wir ſchon oben bemerkten, ſehr ausgedehnten Bauen Wetter zuführen, vorausgeſetzt, daß ſtets die verhältnißmäßig erforderliche Menge friſcher Luft einſtrömt. In den Newcaſtler Gruben zieht oft die des Morgens durch ein Schachttrum einfallende Luft erſt nach zwölf Stunden durch ein anderes wieder heraus.

Obgleich die Gruben in Staffordſhire ſehr viel ſchlagende Wetter enthalten, ſo iſt doch die Wetterführung dort weit minder ſorgfältig, als in Northumberland. Die Baue ſind weiter und die Herbeiführung der friſchen Wetter iſt geringer. Man erkennt die Art der Wetterführung aus Fig. 31, Taf. 17, ſo wie die in den Strebbauen in Shropſhire aus den Fig. 34 und 36.

Werden von einem und demſelben Schacht aus mehrere Kohlenflötze abgebauet und zeigen ſich nicht ſehr viel ſchlagende Wetter, ſo führt man die friſchen Wetter zuvörderſt durch ein Flötz und dann mittelſt Schächte durch das andere, um ſie dann durch einen andern Schacht oder ein anderes Schachttrum zu Tage ausſtrömen zu laſſen. Zeigen ſich dagegen viel ſchlagende Wetter, ſo muß man für jedes Flötz eine beſondere Wetterführung vorrichten.

Wenn man unter Tage von einem Flötz einen Schacht nach dem andern treibt, oder wenn man zwei verworfene Theile eines Flötzes wieder mit einander vereinigen will, ſo führt man dem Tiefſten die Wetter mittelſt einer Lutte zu, die man mit dem Schachtabteufen verlängert.

Oft entſtehen durch die ſehr heftige Entwicklung von ſchlagenden Wettern, durch die in Nordengland ſogen. Blowers, große kegelförmige Höhlungen, in denen es ſich anſammelt. Um ſie zu entfernen, errichtet man einen Scheider e, Fig. 5, Taf. 18, welcher den Wetterzug an der Firſte hinführt; a iſt eine Wetterthür, um durch den Scheider gelangen zu können. Hin und wieder werden die ſich entwickelnden ſchlagenden Wetter durch beſondere Röhren dem Wetterſchacht zugeführt; beſonders iſt dies erforderlich, wenn ſie ſich an einem Punkt entwickeln, durch welchen gleich anfänglich

die Wetter geführt werden müſſen. Es würde nämlich ſehr nachtheilig ſeyn, die ſchlagenden Wetter mit durch den ganzen Bau zu führen.

Fig. 6 zeigt, wie man einen Wetterſtrom quer durch einen andern führt, indem der eine in Strecken entlang geht und der andere denſelben rechtwinklich durchkreuzt. — Die beſten Ingenieure machen dieſe Wetterleitungen 6 Fuß breit. Die Geſchwindigkeit des Wetterwechſels muß 3 bis 4 Fuß in der Sekunde betragen.

Schlagende Wetter. — Auf ſehr vielen Gruben in England kommen ſchlagende Wetter vor. Dieſelben ſind an keine beſtimmte Kohlengattung gebunden, obgleich man häufig der Meinung iſt, daß ſie ſich beſonders aus den Backkohlen entwickeln, weniger aus den Sinterkohlen und beinahe gar nicht aus den Sandkohlen. Die Kohlenreviere von Staffordſhire, Shropſhire, ganz beſonders aber die tiefen Gruben im nördlichen England leiden darunter ſehr. Bisweilen finden ſie ſich nur auf einzelnen Flötzzügen in einem Reviere und auf andern nicht, wie in Süd-Wales. Beim Swanſea führen die Backkohlenflötze keine ſchlagenden Wetter, dagegen die ſogenannten Stone-coal-Flötze, wie auf der Cwrnllynfellgrube. Aehnlich iſt das Verhalten in dem Dürener Bezirke; die ſchönen Backkohlen von Eſchweiler ſind gänzlich frei von ſchlagenden Wettern, während die Sinter- und Sandkohlen des Worm-Revieres dieſelben beinahe durchgängig in ſehr großer Menge entwickeln; ſo auch in Mons (ſiehe nächſtes Kapitel). In dem Reviere von Dalkeith bei Edinburgh kommen gar keine ſchlagenden Wetter vor, dagegen ſind ſie auf einzelnen Gruben bei Glasgow, Paislay und in Ayrſhire ſehr häufig. Das gekohlte Waſſerſtoffgas entwickelt ſich nicht allein aus den Klüften der Kohle, ſondern dringt auch zuweilen mit einem bedeutenden Druck aus den offenen Klüften der dazwiſchen liegenden Sandſteinlager hervor und bildet wahre Gasquellen, die Jahre lang ſich gleich bleibend ausſtrömen. Dieſe Gasquellen werden in wetterdichten Kaſten aufgefangen und in Röhren in den ausziehenden Schacht geleitet oder man bringt an denſelben einen Anſatz mit Hahn an und gebraucht dieſelben zur Erleuchtung der Strecken, wobei das Gas ohne weitern Schaden konſumirt wird, wie dies in einem Querſchlag auf der Killingworthgrube geſchieht. Auf den Flötzen ſelbſt iſt die Entwicklung gewöhnlich am ſtärkſten, wenn daſſelbe aufgeſchloſſen wird und nimmt allmälig ab, wenn es mit vielen Strecken durchörtert iſt, obgleich dann, wegen der vielen offnen Räume, in denen ſich daſſelbe anſammeln kann, die daraus entſpringende Gefahr ſich eher vermehrt, als vermindert. In Newcaſtle hat man Beiſpiele, daß friſch geförderte Kohlen auch noch über Tage ſchlagende Wetter entwickeln, welche, wenn dieſelben gleich in die Schiffe geſtürzt werden, gefährliche Exploſionen veranlaſſen können. Vor etwa zwanzig Jahren wurden die Unglücksfälle

durch ſchlagende Wetter auf den Newcaſtler Gruben ſo häufig, daß ſie die öffentliche Aufmerkſamkeit und Theilnahme in hohem Grad erregten. So wurden auf der Grube Felling bei Gateshead, in der unmittelbaren Nähe von Newcaſtle, am 25. Mai 1812 92 Arbeiter durch eine Exploſion getödtet; die Maſſe des Staubes, der dabei aus den Schächten hervorgetrieben wurde, lag ſo dick auf den Straßen, daß ſich die Fußtritte darin abdrückten; in den Jahren 1813 und 1814 kamen allein in den Revieren von Newcaſtle und Sunderland durch ähnliche Unglücksfälle 600 Bergleute ums Leben. Seit dieſer Zeit ſind nicht allein durch die Entdeckung und Anwendung der Davyſchen Sicherheitslampe, ſondern auch durch größere Aufmerkſamkeit beim Betrieb und Verſtärkung des Wetterwechſels dieſe Unglücksfälle viel ſeltener geworden. So vortrefflich auch die Davyſche Sicherheitslampe iſt, ſo ſehr dieſelbe den Abbau dieſer gefährlichen Gruben erleichtert und wohlthätig auf die Sicherheit der Arbeiter einwirkt, ſo wenig darf doch darüber die Sorge für einen kräftigen Wetterwechſel, als des beſten Mittels, Gruben und Arbeiter gegen die Gefahr zu ſchützen, vernachläſſigt werden. Gelingt es, eine ſo große Maſſe atmoſphäriſcher Luft in die Grubenbaue zu leiten, daß ſich kein explodirendes Gasgemenge bilden kann, daß in keinem Theile Anſammlungen des Gaſes Statt finden, daß daſſelbe fortgeführt wird, ſobald es ſich entwickelt, ſo iſt keine Gefahr vorhanden. Die Mittel, welche angewendet worden, um einen ſo ſtarken Wetterzug hervorzubringen, ſind bereits angegeben. Die Wirkung derſelben iſt ſo vollſtändig, daß ſich dabei die Davyſche Lampe ganz oder wenigſtens zum größten Theil entbehren läßt; auf der Hettongrube, wo die Entwicklung der ſchlagenden Wetter auf beiden im Bau ſtehenden Flötzen ſehr ſtark iſt, war gar keine Davyſche Lampe in der Grube. Es gehört aber die angeſtrengteſte Aufmerkſamkeit der Steiger und Direktoren dazu, um in einem ſo weitläuftigen Grubengebäude überall, wo es erforderlich iſt, friſche Wetter in der nöthigen Menge hinzuleiten und die nicht gangbaren Theile deſſelben durch Dämme auf eine ſichere Weiſe abzuſchneiden. Das Leben von 1000 Menſchen, die Exiſtenz der Gruben ſteht hierbei auf dem Spiele. Auf ſehr vielen Gruben in dem Newcaſtler Reviere ſind dagegen die Davyſchen Lampen in einem allgemeinen Gebrauche. Auf Killingworth durfte von dem Endpunkte des flachen Schachtes aus kein freies Licht gebraucht werden. Es waren 170 Lampen vorhanden, die hier aufbewahrt und täglich von einem ſorgfältigen Arbeiter mit Hilfe eines Jungen geputzt und in Ordnung gebracht wurden. Dieſelben waren nach der Anleitung von Word etwas abgeändert. Bei der beſtändigen Berührung der Flamme mit dem Drahtgeflecht wird dieſes, auch wenn es von Eiſen iſt, oxydirt und iſt alsdann dem Zerreißen ſehr unterworfen, wodurch der Gebrauch der Lampen unſicher wird. Um dies zu ver-

hindern, iſt innerhalb des Drahtgeflechtes ein gläſerner Cylinder angebracht; die Luft wird der Flamme durch kleine runde Löcher zugeführt, die ſich in dem Ringe befinden, womit der Glascylinder auf dem Oelgefäße angeſchraubt iſt. Die Lampe gewährt auch bei zufälligen Beſchädigungen des Glascylinders völlige Sicherheit. Dieſe Veränderung an den Lampen iſt noch auf keiner der benachbarten Gruben nachgeahmt worden.

Dieſelbe iſt ſehr einfach aus der erſten Einrichtung der Lampe von Davy ſelbſt hervorgegangen, indem dabei nur der große Nachtheil vermieden iſt, welcher daraus entſteht, daß der Glascylinder nicht vom Drahtgeflecht ganz umgeben iſt. Das Drahtgeflecht iſt einfach aufgeſchraubt, indem noch niemals der Fall vorgekommen ſeyn ſoll, daß ein Arbeiter daſſelbe aus Unbedachtſamkeit oder Unvorſichtigkeit geöffnet hätte, um ſich mehr Licht zu verſchaffen oder etwas an der Lampe in Stand zu ſetzen, daher auch kein Grund vorhanden iſt, an derſelben einen Verſchluß anzubringen, wie in Mons.

Der alleinige beſtändige Gebrauch der Davyſchen Lampen hat manche Nachtheile; es gehört eine überaus große Aufmerkſamkeit dazu, um ſich täglich von dem vollkommenen guten Zuſtande der Drahtgeflechte zu überzeugen, die von dem gewöhnlichen Bergmann um ſo weniger dann zu verlangen iſt, wenn derſelbe dieſe Lampe, welche nicht ſo viel Licht als eine andere freie gibt, auch vor ſolchen Arbeiten zu gebrauchen gezwungen wird, wo keine Gefahr vorhanden iſt. Eine einzige Davyſche Lampe mit zerſtörtem Drahtgeflecht iſt aber höchſt gefährlich, indem ſie ohne die geringſte Vorſicht in die ſchlagenden Wetter gebracht wird. Das Befahren der Arbeiten vor der Schicht mit Davyſchen Lampen, um den Zuſtand derſelben zu unterſuchen, iſt eine höchſt nützliche Vorſchrift auf den Gruben, wo dieſelben häufig vorkommen und hat, wie die Erfahrung beweiſt, viele Unglücksfälle verhütet; dieſelbe ſollte niemals vernachläſſigt werden.

Ehe man dieſe Lampe kannte und auch jetzt noch auf mehreren Gruben in Staffordſhire, werden kleine Anſammlungen ſchlagender Wetter vor den Oertern angezündet*). Der Arbeiter befeſtigt ein Licht an einer langen Stange, legt ſich auf die Sohle nieder und führt ſo das Licht an der Firſte entlang nach dem Punkte hin, wo ſich das Gas befindet. Selbſt kleine Exploſionen werden in ſolchen Fällen nicht gefährlich und gehen über den Arbeiter hinweg, ohne denſelben zu beſchädigen. Bei ſtärkeren Anſammlungen fährt der Arbeiter im Dunkeln bis zu dieſen Punkten, ſchlägt einen Stempel, der oben einen Ring hat, zieht durch dieſen ein dünnes Seil, vermittelſt deſſen er ein Licht auf einem kleinen Bretchen bis in die

*) Siehe Karſtens Archiv, 1. Reihe. IX. 257.

ſchlagenden Wetter hineinziehen kann, während er ſich weit davon entfernt. So lange die Entwicklung des Gaſes nur gering iſt und vor einem oder wenigen Oertern Statt findet, kann ein ſolches Verfahren wohl angewendet werden, ſonſt iſt es unausführbar und bleibt immer gefährlich.

Am gefährlichſten ſind ſchlagende Wetter bei Grubenbränden; welche Mittel dagegen in England ergriffen, werden wir ſogleich näher ſehen.

### XXII. Grubenbrand *).

Zu den mannichfachen Beſchwerden des Steinkohlenbergbaues gehört auch der Grubenbrand. Derſelbe kann aus dreierlei Urſachen entſtehen. Zuerſt dadurch, wenn die Flamme aus einer Höhlung oder Kluft im Kohl, aus welcher brennbares (gekohltes) Waſſerſtoffgas ausſtrömt, mit ſolcher Heftigkeit und in ſolcher Menge ausbricht, daß das Geräuſch, welches es hierbei macht, weit ſtärker und durchdringender iſt, als der von dem Dampf eines Feuermaſchinenkeſſels, der, bei reichlichſt vorhandenen Dämpfen, aus geöffneter Klappe ſtrömt. Auch kann das Feuer von ſolchem brennenden Gaſe dann veranlaßt werden, wenn es explodirt, d. h. plötzlich aus einem eingeſchloſſenen, dicht mit ihm erfüllten Raume hervor bricht, wo es als eine bläuliche und weiße Flamme ausſtrömt, die vermöge ihrer großen intenſiven Hitze den feinen Kohlenſtaub und die Brocken in den Strecken der Gruben entzündet. Dieſe Art von brennender Flamme entzündet nie das feſte, anſtehende Kohl, wohl aber, wenn ſie unter den zuerſt angeführten Umſtänden ausſtrömt. — Eine zweite Urſache des Entſtehens von Grubenbrand kann ſeyn: eine freiwillige oder Selbſtentzündung, welche in den mehrſten Fällen die Veranlaſſung iſt und welche von Zerſetzung des Schwefelkieſes entſteht, der in den Kohlenabgängen und in dem Grubenklein befindlich iſt. Es mag nämlich Schwefelkies auch in noch ſo großer Menge in den feſten Kohlenſchichten vorhanden ſeyn und es mag auch Waſſer mit ihm in Berührung kommen, ſo wird doch keine Zerſetzung deſſelben erfolgen; aber im klaren Gruß und Kohlenklein

*) Nach einer Abhandlung des Engländers Rob. Bald in Jamesons Edinburgh new philosophical Journal, Juni 1828: Ueber den Brand in Steinkohlengruben, beſonders über den, welcher neuerlich in den Whitehill- und Poltongruben in Mid-Lothian und in der South Sauchiegrube in Clackmannanſhire Statt gefunden. Die deutſche Ueberſetzung rührt von dem Königl. Preuß. Berghauptmann Herrn v. Charpentier her und iſt in Karſtens Archiv, 2. Reihe, Bd. I., S. 357 ꝛc., abgedruckt. — Ueber die Grubenbrände der ſchleſiſchen Steinkohlenbergwerke findet man in derſelben Reihe des Archivs, Bd. II., S. 234 ꝛc.; Bd. IV., S. 218 ꝛc. und Bd. VIII., S. 137 ꝛc. ſehr wichtige und intereſſante Nachweiſungen.

bringt der Zutritt der Luft zu den Schwefelkiestheilchen in kurzer Zeit Brand zu Wege, zumal wenn noch Waſſer oder überhaupt viel Feuchtigkeit mitwirken. Eine dritte Urſache von Grubenbrand kann ſeyn, wenn durch Zufall oder aus Unachtſamkeit gewöhnliches Feuer die Kohlenſtöße oder losgehauenes Kohl in Brand ſetzt.

Um dieſe Grubenbrände zu löſchen, werden verſchiedene Methoden in Ausübung gebracht, von denen wir bereits im 2. Bande, Seite 607 ꝛc. im Allgemeinen redeten. In einigen Fällen und wenn das Feuer von keinem großen Belang oder eben erſt entſtanden iſt, kann es ausgelöſcht werden, wenn man Waſſer auf die brennende Maſſe gießt. Wenn aber viel Schwefelkies vorhanden iſt, ſo vermehrt dies Hinzuthun des Waſſers ſogar noch die Größe des Uebels. Jedoch muß man letzteres oft wagen und wenn das Feuer ausgelöſcht iſt, ſolche Maasregeln ergreifen, daß das Unglück nicht von Neuem ſich zeigt.

Kann man nahe an das Feuer gelangen, ſo iſt es am beſten, wenn man das entzündete Kohl wegſchaufelt und zu Tage fördern läßt. Bei dieſer Arbeit leiden die Bergleute nicht ſelten ſehr an Brandſchaden; aber was noch gefährlicher dabei iſt, das ſind die höchſt ſchädlichen Dämpfe, die aus ſolchem Brand entſtehen und die ſehr ſtark mit Schwefeldampf vermiſcht ſind. Dieſe Dämpfe ſind oft ſo anfällig, daß die Leute niederſtürzen und dann wie Todte an die friſche Luft geſchleppt werden, wo ſie gewöhnlich in kurzer Zeit wieder zu ſich kommen. Die Folgen ſind indeß doch zuweilen ſo bedeutend, daß ſie wohl Jahre lang mit denſelben zu kämpfen haben. Wenn die Arbeiter aber eine längere Zeit hindurch in mit ſolchem Dampf erfüllten Räumen liegen bleiben, ſo können ſelbſt durch jedes Mittel oft nur wenige wieder zum Leben gebracht werden.

Das Nächſte, was zu thun iſt, wenn man das Feuer in ſeiner Wirkung eingeſchloſſen hat, beſteht darin, es zu erſticken, indem man mit klarem Lehm und Schieferthon jeden Schacht und jede Strecke verſtürzt, die mit der brennenden Stelle in Verbindung ſtehen. Dieſes gewährt in vielen Fällen guten Erfolg; allein man hat auch Fälle erlebt wo dieſe Mittel unzureichend waren und wo der Brand immer zunahm, weil er durch Klüfte und Spalten Zutritt von Luft hatte, die oft von Tage niedergehen und nicht wahrzunehmen ſind.

Wenn das Feuer im Tiefſten einer Kohlengrube ausbricht, wo die Förderung und Gewältigung nicht durch Stollen und auf Strecken, ſondern durch Maſchinen geſchieht, ſo kann das Feuer leicht ausgelöſcht werden, wenn man die Gewältigungsmaſchinen abſchützt und das Waſſer aufgehen läßt. Iſt das Feuer in oberer Teufe und nahe beim Ausgehenden, ſo werden natürlich durch Anwendung dieſes Mittels alle Grubenarbeiten zum Stillſtand gebracht, bis das

Waſſer wieder gewältigt iſt. Auf der andern Seite, wenn viel Schwefelkies im losgehauenen Kohl und im Grubenklein befindlich iſt, ſo vermehrt das Statt geſundene Bewäſſern die freiwillige Entzündung gar ſehr, indem es die Zerſetzung des Schwefelkieſes bedeutend befördert. Man hat daher hier unter zwei Uebeln zu wählen.

Wenn die Förderung von brennenden Flötzen durch Strecken zu Tagen geht, ſo iſt es in den meiſten Fällen nicht möglich, das Waſſer aufzudämmen und der einzige Ausweg beſteht dann nur darin, daß man den Brand erſtickt und den Zutritt der Luft verhindert.

In den Kohlengruben von Staffordſhire und namentlich auf dem oben erwähnten ſogenannten Ten Yard Coal (dem 10 Yard oder 30 Fuß mächtigen Flötze), iſt eine freiwillige oder Selbſtentzündung ſehr häufig. Die Bergleute dieſes Reviers nennen es Breeding fire*), weil ohne eine ſichtliche Berührung mit vorhandenem Feuer das Grubenklein oder der Kohlengruß glühend wird.

Grubenbrände haben ſchon längſt und zu jeder Zeit Statt gefunden und zuweilen iſt die Intenſität des Feuers auf ſehr mächtigen Flötzen von ſolcher Stärke, daß nahe an der Oberfläche (am Ausgehenden) es mit Weißglühhitze brennt, den Schieferthon zu Glas ſchmelzt und reinen Thon in eine Subſtanz verwandelt, die dem härteſten Porzellan gleicht. Aber noch merkwürdiger iſt es, daß der gewöhnliche Thon-Eiſenſtein durch dieſen Brand oft das Anſehen regulärer Baſaltſäulen bekommt, von etwa $\frac{1}{8}$ Zoll im Durchmeſſer**). Solche zuſammengebrannte und geſchmolzene Maſſe iſt ſo feſt, daß ſie ſehr gut zu Chauſſee-Baumaterial angewendet wird.

Zu Bilſton und zu Dudley in Staffordſhire finden ſolche Grubenbrände gegenwärtig ſtatt. An letztgenanntem Ort befindet ſich ein Garten von bedeutender Größe, wo der Schnee, ſo wie er fiel, wegſchmolz, wegen der Erwärmung des Bodens durch den unterirdiſchen Brand. Auch reiften die erbauten Früchte auf dieſem Grunde nicht nur ſehr zeitig, ſondern man erntete nicht weniger als drei Mal im Jahre.

Weil in manchen Gruben, wie wir weiter oben ſahen, viel Kohlenklein mit Schwefelkies vermengt in den abgebauten Weitungen

---

*) Nicht füglich durch ein deutſches Wort zu überſetzen. Selbſterzeugtes Feuer, Selbſtentſtandenes Feuer.

**) Ganz ähnliche Erſcheinungen bieten ſich in Böhmen dar, wo der Porzellan-Jaspis wahrſcheinlich auf gleiche Weiſe entſtanden iſt, ſo wie der ſtängliche Eiſenſtein. Sehr oft nimmt Thoneiſenſtein bei ſtarkem Röſten jene Geſtaltung an und zerklüftet ſich in kleine, ziemlich reguläre Miniatür-Baſaltſäulen.

liegen bleibt, ſo würde, wenn man der Luft freien Zugang verſtattete, ſehr bald Selbſtentzündung Statt finden; doch wird dies in den meiſten Fällen mit gutem Erfolg verhindert, indem in den ſchwebenden Abbauſtrecken ein Damm (stopping, Stopfer) angebracht wird. In früherer Zeit baute man dieſe Dämme von Steinen, von gewöhnlichen klaren Bergen oder von Grubenklein, allein man fand, daß dies in vielen Fällen unzureichend war. Am mehrſten zuverläſſig bewährt ſich die Methode, daß man zwei Mauern quer durch die Einbruchsörter, von Steinen ohne Mörtel, in einiger Entfernung von einander aufführt und daß man den Raum zwiſchen beiden Mauern mit dem Abgang von geröſteten Eiſenſteinen, der auf Eiſenwerken fällt, ausfüllt. Dieſer wird, in Verbindung mit der hinzutretenden Grubennäſſe, eine feſte Maſſe, gänzlich luftdicht und widerſteht auch völlig, wenn das abgebaute Feld zuſammenbricht, welches nicht der Fall bei bloßen Steinmauern iſt, die zu Staub und Mulm zerquetſcht werden und ſo der Luft den Zugang geſtatten. Durch dieſe einfache Verfahrungsart iſt gegenwärtig der Selbſtentzündung im Dudleyer Revier größtentheils vorgebeugt.

In den nördlichen Kohlengruben Englands und namentlich im Tyne- und Wear-Revier, woſelbſt das Kohl nicht von ſelbſt, ſondern nur durch äußere Veranlaſſung in Brand geräth, erhöht ſich die Gefahr ausnehmend durch das Vorhandenſeyn von Waſſerſtoffgas, welches ſich zuweilen anhäuft, entzündet und als eine feurige Maſſe explodirt, dann wiederum ſich anhäuft und in regelmäßigen Zeitfolgen mit donnergleichem Krachen explodirt, wobei der lodernden Flamme des entzündeten Gaſes eine ſo dichte Finſterniß folgt, daß man ſie, um ſprüchwörtlich zu reden, nur empfinden kann. Dieſes ſonderbare Gefühl iſt denen, die Bergwerke oft befahren, gar nicht unbekannt. — In ſolchen Fällen bleibt, um das Feuer zu dämpfen, kein anderes Mittel übrig, als die Schächte, auf denen es brennt, zuzufüllen. Dieſes iſt aber keine leichte Sache, denn in den meiſten Fällen kann ſich kein lebendes Geſchöpf in einen ſolchen Schacht begeben, ohne augenblicklich den Tod zu finden. Bloß die Oeffnung des Schachtes zu verſtürzen, würde ganz nutzlos ſeyn; man muß ſich daher dieſer Methode bedienen, daß man eine ſtarke hölzerne Bühne, an Grubenſeilen oder Ketten, in den Schacht bis zu einer beträchtlichen Teufe hinabläßt und dann aufs Gerathewohl eine Menge von naſſem Thon oder Lehm hinabſtürzt, welcher durch das Aufſchlagen ſelbſt eine dichte Dammmaſſe (Puddle) bildet. Allein, wenn ſtarke Tagewaſſer in den Schacht einfallen, ſo iſt eine andere Vorrichtung nöthig, ohne welche die Waſſer ſich oberhalb der Bühne ſammeln und höchſt wahrſcheinlich die Seile oder Ketten ſprengen würden. Um dieſes zu vermeiden, muß eine lange Röhre durch die Bühne geſteckt werden, die oben umgebogen iſt, wie das obere Ende eines Schäferſtabes, damit das Waſſer, das ſich über

der Bühne ſammelt, ablaufen könne, ohne der Luft den Zutritt zu geſtatten.

In ſolchen Fällen aber, wo das Feuer in dem auf den Strekken vorhandenen Grubenklein befindlich und zum Ausbruch gekommen iſt und wo man in der Nähe des Feuers kein Waſſerſtoffgas (ſchlagende Wetter) gewahr wird, gebraucht man kleine Feuerſpritzen, die zu bequemer Handhabung in der Grube eingerichtet ſind, meiſtens mit gutem Erfolg. An ſolchen Orten aber, wo man dergleichen Spritzen nicht gut anwenden kann, hat man unter manchen Umſtänden das Feuer durch ein plötzliches Zuſammendrücken der Luft (**concussion**) zu erſticken geſucht, indem man, dem Feuer ſo nahe als möglich, einen geladenen Kanonenlauf abfeuerte. Der gute Erfolg dieſes Verfahrens iſt ſehr bekannt und man hat es mehrmals vorgeſchlagen, um auch Feuersbrünſte in Häuſern auf dieſe Art zu dämpfen.

Dies iſt eine kurze Darſtellung des Verfahrens, um Brand in Kohlengruben zu löſchen — ein Gegenſtand von hohem Intereſſe für die Gewerken und beſonders für den leitenden Bergbeamten, welcher in ſolchen Fällen, wo er ſein Amt ausüben ſoll, oft ſein und ſeiner Gefährten Leben aufs Spiel ſetzt und wo er jedes Mittel mit Umſicht und Erfahrung anwenden muß, um den Brand zu dämpfen.

Was die Grubenbrände in den Schottiſchen Gruben betrifft, ſo finden ſie vorzüglich in den Gruben von Kilkerran in Ayrſhire ſtatt; ferner in der Johnſtone Grube bei Paisley zu Dyſart, in der Grafſchaft Fife, zu Alloa, in der Grafſchaft Clackmannan, zu Hallbeath in der Grafſchaft Fife, zu Bridge of Orr, in der Wemyßgrube in der Grafſchaft Fife. Mehrere andere Grubenbrände von geringerer Bedeutung wurden mit leichterer Mühe gedämpft.

Die Kilkerran Kohlengrube iſt auf einer Anhöhe gelegen und die Löſung geſchieht vermittelſt eines Stollens, der mehreren Flötzen die Waſſer abführt. Man erzählt ſich, dieſe Grube ſey durch Hirtenknaben in Brand geſetzt worden, die zu ihrem Zeitvertreib ein Feuer nahe an der Oeffnung eines Schachtes angezündet hätten. Auch ſoll, wie man ſagt, dieſer Brand ſchon ſeit länger als einem Jahrhundert exiſtiren.

Jeder Verſuch, dieſen Brand zu löſchen, iſt fruchtlos geweſen, man mochte Waſſer anwenden oder ſich bemühen, das Feuer durch Erſtickung zu dämpfen.

Vor mehreren Jahren beſchränkte ſich der Brand nur auf eines der Kohlenflötze (**bed of coal**), deſſen Abbau man verlaſſen hatte, aber als man in der Folge dieſe Grube wieder in Förderung ſetzen wollte, bauete man das Kohl auf einem Flötze, welches dem in Brand gerathenen im Liegenden befindlich war. Der Abbau des Kohles unter dem Brandfelde ſetzte die Bergleute einer Hitze wie

von einem geheitzten Ofen aus, das Waſſer, welches von der Nähe des Brandfeldes am Hangenden herabtropft, war ſiedend heiß und die Grubenlichter kamen von der Hitze zum Schmelzen. An einigen Stellen war, nahe am Tage, der Schieferthon zu Glas und Schlacken geſchmolzen.

Dieſes in Brand gerathene Stück Feld der Grube iſt nun ſchon ſeit langer Zeit auflässig und man hat den Bau ſüdlich in das Thal des Fluſſes Girvan verlegt, wo kein Brand Statt findet.

Die Johnſtone Grube gerieth vor ungefähr dreißig Jahren durch Selbſtentzündung in Brand. Er findet auf fünf verſchiedenen Flözzen ſtatt, die ſo nahe untereinander liegen, daß ſie wie ein und dasſelbe Flötz anzuſehen ſind und im Ganzen eine Mächtigkeit von 40 Fuß ausmachen. An einer Stelle ſcheint eine Ueberſchiebung Statt zu finden, ſo daß die Mächtigkeit 80 Fuß beträgt, welches eine gänzliche Abweichung von der gewöhnlichen engliſchen Steinkohlenbildung iſt.

Eben ſo iſt zu bemerken, daß in dieſem Revier ein ſehr dichter feſter Grünſtein (greenstone) ſehr vorherrſchend iſt und daß der Maſchinenſchacht, aus welchem die Förderung geſchieht, durch eine zu Tage ausgehende Maſſe von Grünſtein abgeteuft iſt, die nicht weniger als 108 Fuß Mächtigkeit hat.

Als das Feuer auf dieſer Grube entſtand, brach es ſogleich in hellem Brand aus und da zwiſchen zwei Schächten ein freier Wetterzug Statt fand, ſo nahm es ſchnell an Heftigkeit zu und brannte mit ungemeiner Stärke. Die Fig. 7, Taf. 18, ſtellt den Durchſchnitt dieſer Grube mit jenen beiden Schächten dar. Der Brand brach zuerſt in der Gegend von **a** aus, zwiſchen beiden Schächten; die Wetter fielen in den Schacht **b** ein, ſtrömten durch die brennende Maſſe und zogen, indem ſie eine ungeheure Menge Rauch mit ſich nahmen, zum Schacht **c** aus, über welchem ſie am Tage eine pechſchwarze Dampfſäule bildeten, die, wenn der Wind nicht ging, zu einer bedeutenden Höhe aufſtieg. Dies dauerte ſo einige Zeit hindurch, bis dieſer dichte Dampf ſo erhitzt worden war, daß er ſich ſelbſt entzündete und mit einem heftigen Knall in Flammen aufloderte. Dieſe hell aufbrennende Flamme war ſo dick, als der Schacht lang und breit war und ſtieg zuletzt 70 Fuß hoch in die Luft. Sie brannte ſogleich den Fördergöpel bei **d** nieder. Man hätte ſie ſogleich erſticken können, wenn man die Schächte **b** und **c** mit hölzernem Gebälk und naſſem Lehm zugedeckt hätte; allein in dem Schacht **b** waren Grubenpferde, die, ſo wie man den Schacht verſtürzt hätte, ſogleich erſtickt worden wären und daher kam es, daß Aller Aufmerkſamkeit nur auf die Rettung dieſer armen Thiere gerichtet ward. Die Mannſchaft fuhr deshalb mit aller Entſchloſſenheit zu dem Schacht **b**, wo die Wetter einfielen, ein, legte die Schachtſielen um die Pferde, ließ eins nach dem andern herausziehen

und fuhr dann ſelbſt wieder heraus. Nun erſt ſtürzte man beide Schächte zu; weil man aber alle Hoffnung, des Feuers Herr zu werden, aufgeben mußte, indem man es weder durch Waſſer löſchen, noch durch Einſchließung erſticken konnte, ſo veranſtaltete man eine Einſchließung des Feuers, indem man alle Zugänge und Oeffnungen zwiſchen den Kohlenpfeilern und dem Brandfelde mit Steinmauern verſchloß, welche man, um ſie luftdicht zu machen, mit einer tüchtigen Lage Lehm verſah. Dieſes Mittel hatte auch den gewünſchten Erfolg und der Brand wurde auf gewiſſe Grenzen eingeſchloſſen.

Vor einigen Jahren bemerkte man noch, daß aus einer in dem Schacht gelaſſenen Oeffnung noch ſehr ſtarke Hitze herauszog, den Lehmüberzug über den Mauern aber fand man ſehr wenig erwärmt. Man darf nicht zweifeln, daß dieſer Brand eine lange Reihe von Jahren hindurch, innerhalb ſeiner jetzigen Beſchränkung, fortbrennen wird.

Einige Jahre ſpäter war die Hitze in den Bauen noch ſo groß, daß alle Bergleute bis auf den Gürtel nackend arbeiten mußten, weil ſie es ſonſt nicht aushalten konnten.

Auf der Dyſart-Grube iſt das Hauptflötz, welches reichlich 18 Fuß mächtig iſt, oftmals in Brand gerathen. Ein Theil des Kohls dieſes Flötzes enthält Schwefelkies, welcher aber ſo innig mit dem Kohl verbunden iſt, daß man ihn mit den Augen nicht deutlich unterſcheiden kann. Viele Jahre hindurch braunte es mit vieler Heftigkeit und es erſtreckte ſich der Brand nach und nach zu dem Ausgehenden bis nahe unter Tage, woſelbſt der gemeine blauliche Schieferthon durch die Hitze eine ziegelrothe Farbe erhielt. Dieſer Grubenbrand verurſachte viel Koſten und Arbeit und man ward ſeiner dadurch Herr, daß man das Brandfeld von dem übrigen Kohl iſolirte (durch Dämme einſchloß), bis das Feuer von ſelbſt erlöſchte. Mehrere Jahre hindurch ſpürte man hier nun nichts mehr von Brand; wenn man aber kleines Kohl in Haufen von bedeutender Stärke auf der Sohle liegen läßt, ſo bemerkt man doch jetzt noch, daß wieder Entzündung beginnt und dann wird das Kohlenklein entweder zu Tage gefördert oder ganz dünn auf den Sohlen der Strecken aus einander gezogen. Auf dieſer Grube iſt ununterbrochene große Aufmerkſamkeit erforderlich, um Selbſtentzündung zu verhindern, welche ſehr bald an einem eigenthümlichen Geruch zu erkennen iſt, den die Wetter annehmen, der ſich durch alle Baue verbreitet und welcher den Bergleuten ſehr gut bekannt iſt.

Die Alloa-Grube zu Collyland gerieth vor etwa dreißig Jahren in Brand und zwar auf dem 9 Fuß mächtigen Flötz. Dieſer Brand entſtand aber nur aus einer zufälligen Urſache, indem trocknes Grubenholz, das ſich wie Kienholz verhielt und welches ſich in einem abgelegenen Theil der Grube befand, durch ein Grubenlicht

in Brand gerieth. Man that alles Mögliche, das Feuer zu verlöſchen, indem man die Schächte luftdicht vermachte; allein alle Mittel waren vergebens und der Brand dauerte gegen achtzehn Monate lang.

Weil es aber durchaus nöthig war, auf dieſer Grube Förderung zu beſchaffen, ſo wurde die Knappſchaft auf ein Flötz gelegt, welches ſich unmittelbar unter demjenigen befand, auf welchem der Brand Statt fand. Hier trug es ſich aber oftmals zu, daß die Leute, während ſie arbeiteten und an den Grubenlichtern kein Zeichen von böſen oder verdorbenen Wettern bemerken konnten, leblos niederſtürzten und nicht eher wieder zu ſich kamen, bis ſie an die friſche Luft gebracht worden waren. Dies war ein Beweis, daß das Kennzeichen guter, reiner Wetter, welches die Bergleute haben, hier nicht ausreichte, indem brandige Wetter, wenn ſie mit gewöhnlicher Grubenluft ſich vermiſchen, wohl ein Licht im Brennen erhalten und dennoch zum Einathmen nichts taugen. Auch zeigt dieſer Umſtand, welche ausnehmende Vorſicht zu beobachten iſt, wenn die Leute in eine Grube fahren, in welcher Brand Statt findet, weil ſie ſich dann in einer überaus großen Gefahr befinden. Es iſt daher ſehr darauf zu ſehen, daß nicht einer allein, ja nicht ein Mal mit nur einem einzigen Gefährten an ſolche Orte einfahre. Es ſollten alle Mal mehrere ſeyn und jeder eine kurze Entfernung vom Andern entfernt bleiben, ſo daß alle Mal von demjenigen, der am weiteſten von dem gefährlichen Punkte ſich befindet, augenblicklich gehörige Rettungsanſtalten können veranlaßt werden, wenn einige von den andern niederſtürzen ſollten.

In ſolchen Wettern iſt es ſtets der Fall, daß zuerſt die Muskelkraft in den Kniegelenken gebricht.

Die alten Baue dieſes Flötzes ſtanden mit denen einer benachbarten Grube in Verbindung. Daher traten die böſen Wetter aus jener auch in dieſe und zogen durch einen vom urſprünglichen Brandpunkt ungefähr eine engliſche Meile entfernten Schacht zu Tage aus, wo ſie ſogar den Vögeln, die nahe beim Schacht waren, tödtlich wurden.

Nach einem Zeitraum von achtzehn Monaten nahm dieſer Brand eine ſehr beunruhigende Wendung und es blieb nun keine Wahl mehr, als den Brand ſich ſelbſt zu überlaſſen oder die ganze Grube erſaufen zu laſſen und ſie auf ſolche Weiſe bis auf die Folgezeit außer Förderung zu ſetzen. Das letztere wurde beſchloſſen; die Gewältigungsmaſchine wurde abgeſchützt und weil das Aufgehen der Grubenwaſſer im Verhältniß nur langſam von ſtatten ging, ſo leitete man über Tage einen Bach in den Maſchinenſchacht, in welchen er ungefähr 300 Fuß tief hineinſtürzte. Durch dieſes Mittel wurde der Brand gelöſcht, aber die Grube ſteht heute noch unter Waſſer und kann nicht in Betrieb geſetzt werden.

Die Hallbeath-Grube gerieth auf einem noch unverritzten Kohlenflötz in Brand, welches zwar durch einen Stollen gelöſt, aber nicht bebaut worden war. Das Ausgehende dieſes Flötzes befand ſich ganz nahe bei einer von den großen Waſſerhaltungs-Dampfmaſchinen und die ganz rothglühende Aſche von der Feuerung der Dampfkeſſel konnte nirgends anders als auf dieſe Flötzſchicht geſtürzt werden. Hierdurch wurde das Kohl in Brand geſetzt, welcher nur langſam vorſchritt und ſich Jahre lang nur im Zuſtand eines ſtarken Glimmens (incandescence) äußerte. Die Fortſchritte dieſes Brandes wurden nur durch einen Sprung gehemmt, den das Flötz machte und der hier wie ein Damm gegen das Feuer wirkte. Aus dieſem Beiſpiel kann man ſehen, wie leicht unter manchen Umſtänden ein ſelbſt noch unverritzt anſtehendes Flötz in Brand gerathen kann.

Die Bridge- oder Orr-Grube gerieth während des ſtrengen Winters 1812 durch Selbſtentzündung in Brand. Es liegt dieſe Grube im Fortſtreichen des mächtigen Flötzes der vorerwähten Dyſart-Grube. Während jenes harten Winters froren mehrere Bäche Schottlands bis ganz zur Sohle aus und die Orr, die bei jener Grube fließt, fror ebenfalls gänzlich ab. Als nun auf den Froſt ein ſchnelles Regen- und Thauwetter eintrat, ſo trat das Waſſer über und eine bedeutende Menge Waſſer fiel in die Grubenſchächte. Dieſes Waſſer veranlaßte eine Zerſetzung des in dem Kohl enthaltenen Schwefelkieſes und die Folge davon war, daß ſich bald Feuer und Flamme erzeugten. Da der Brand auf einen kleinen Raum beſchränkt war, ſo hieben die Arbeiter, nicht ohne große Lebensgefahr, das brennende Kohl zuſammen und förderten es zu Tage. Als ſie aber wegen außerordentlicher Hitze und erſtickender Wetter nicht weiter fortarbeiten konnten, ſo wurden die noch brennenden Maſſen dadurch erſtickt, daß ſie mit ſehr naſſem Lehm beworfen wurden und dann konnte wieder ungeſtört in der Grube fortgearbeitet werden.

Die Wemyß-Grube gerieth vor mehreren Jahren dadurch in Brand, daß zufällig eine Quantität kleiner Kohlen über den gemauerten Feuerkanal (Fuchs) einer in der Grube befindlichen Dampfmaſchine mit hohem Druck geſtürzt worden war. Dies Feuer griff reißend um ſich und verurſachte viel Unkoſten und Arbeit. Es brannte wenigſtens drei Jahre lang fort und da das Brandfeld eingeſchloſſen worden iſt, ſo iſt es wohl die Frage, ob nun das Feuer gelöſcht ſeyn mag.

Nachdem nun im Vorhergehenden eine allgemeine Ueberſicht der hauptſächlichſten Grubenbrände auf den Schottiſchen Kohlenwerken gegeben worden iſt, wollen wir hier noch die nähern Umſtände mittheilen, die bei drei neuerlich entſtandenen Grubenbränden in Clackmannanſhire und auf den Mid-Lothian-Gruben Statt fanden.

Der Brand auf der Süd-Sauchie-Grube befindet ſich in den alten Bauen des 9 Fuß mächtigen Flötzes, die ſich ſehr weit ausdehnen und ſchon ſeit ſehr langer Zeit beſtehen. Anfangs 1828 bemerkte man Brand auf dieſem Flötze und bekam davon die erſten Anzeigen, indem man Dampf gewahrte, der von der Erdoberfläche aufſtieg. Das Flötz iſt nicht zur Selbſtentzündung geneigt, weil es ſehr frei von Schwefel iſt und man verfiel auf vielerlei Urſachen, durch die das Feuer veranlaßt worden ſeyn könnte. Nachdem man viele genaue Nachforſchungen gehalten und beſonders die Mannſchaft genau ausgefragt hatte, welche zuletzt in jenem Grubenrevier angefahren war, ergab es ſich, daß dieſer Brand ſchon in nicht weniger Zeit als ſeit zehn Jahren begonnen hatte — ein beſonders merkwürdiger Umſtand, welcher beweiſt, wie langſam dieſer Zuſtand der Erhitzung und des Glimmens vorſchreiten kann, ohne daß man ihn gewahr wird. Die Figur 8 zeigt im Seigerriß die im Brande befindliche Grube. Einige Leute hatten zwar bemerkt, daß der Schnee im vorhergehenden Winter in dieſer Gegend ſehr bald wegſchmolz, allein daß ein unterirdiſches Feuer davon die Urſache wäre, darauf verfielen ſie nicht.

Im Hangenden dieſes 9 Fuß mächtigen Kohlenflötzes findet ſich ein ſehr reicher Thoneiſenſtein, den die Devon-Eiſen-Geſellſchaft für ihre Hohöfen baut. Zu dieſem Zweck teuften ſie einen etwa 3 Faden (18 Fuß) tiefen Schacht ab, der durch **a** in der Fig. 8 dargeſtellt iſt und ſtürzten nach und nach eine Halde Berge oben neben dem Schacht, bei **b** auf der Zeichnung, welche auf das Ausgehende des Flötzes zu liegen kam. Dieſer Haldenſturz gerieth in Brand durch die kleinen Wärmefeuer, welche die Bergleute auf dieſer Halde angezündet hatten und ſo brannte er mehrere Monate fort, wie dies oft mit dergleichen alten Halden geſchieht, ohne daß man den mindeſten Nachtheil davon gewahrt. In dem vorliegenden Fall iſt es aber nur zu gewiß, daß dies die Veranlaſſung zu dem gegenwärtig ſo beunruhigenden Grubenbrande geworden iſt, der jetzt ſehr weit um ſich gegriffen hat und welcher, wenn man ſeiner nicht Herr wird, ſich über eine Meile lang im abgebauten Felde fortziehen kann. Aber er wird ſeine Wirkung nicht blos auf dies eine Flötz beſchränken, ſondern er kann ſich auch, indem er das Nebengeſtein rothglühend macht, auf die darüber liegenden Flötze verbreiten und einen ausnehmend großen Schaden für das Revier anrichten. Eben ſo ſteht man in Gefahr, die Kohlenpfeiler auf dem Schacht **d** angeſteckt zu ſehen und daß der Göpel auf dieſem Schachte, der gebaut iſt, um die Förderung von einem 5 Fuß mächtigen Flötze, 39 Faden unter erwähntem 9 Fuß mächtigen Kohl, zu beſtreiten, gänzlich zum Stillſtand kommen muß.

Dieſe ſehr bedenkliche Lage der Sache erforderte ſchnelle und wirkſame Vorkehrung, um das Feuer zu bekämpfen. Nachdem man

alles reiflich erwogen hatte, ergab ſich, daß ein Löſchen mit Waſſer hier gar nicht anzuwenden war. Es konnte hier nämlich kein Erſäufen helfen, weil die Waſſer nie bis auf dieſen Punkt der Grube ſteigen konnten, wenn man auch alle Gewältigung einſtellte. Man beſchloß daher, eine Strecke rings um das Brandfeld herum zu treiben, ſelbiges von dem übrigen Felde des Flötzes abzuſchneiden und ſo das Feuer innerhalb dieſer Begränzung ſich ſelbſt zu überlaſſen. Dieſe Arbeit iſt in Fig. 9 im Grundriß vorgeſtellt. Die rechtwinkliche Figur ſtellt die Strecke vor, die um das Brandfeld längs dem Liegenden des Flötzes herumgetrieben iſt. In dieſer Strecke ſind die Seitenſtöße, vom Hangenden bis zum Liegenden, in der ganzen Mächtigkeit des Flötzes mit einem 6 bis 8 Fuß ſtarken Lehmdamm oder mit einer Lehmwand bekleidet, ſo daß ein etwa 5 Fuß weiter Raum für den Wetterzug frei bleibt. Allein nicht blos die nach dem Brandfeld zu befindlichen Stöße ſind ſo verdämmt, ſondern auch die gegenüberſtehenden. Das Verdämmen der letzteren war ſehr nothwendig, denn wenn ſich das Feuer bis an den Lehmdamm erſtrecken ſollte, ſo wird ſolcher in Hitze gerathen; allein die Wärme wird dann ſogleich durch die ſchwebenden Strecken bei a und b zu Tage ausziehen und die gegenüberſtehende Lehmwand (die nach dem Einfallenden und dem noch geſunden Felde zu) wird alsdann, wie man hofft, hinreichend verhindern, daß die Hitze ſich den Kohlenpfeilern auf der andern Seite der um das Brandfeld getriebenen Strecke mittheile. Auch verſtattet der Wetterzug ſehr füglich, daß die Arbeiter die Strecke um das Brandfeld herum bequem befahren und jede etwa nöthige Ausbeſſerung in der Lehmverdämmung vornehmen können. Im höchſten Nothfall können auch Waſſer in dieſe getriebene Umfaſſungsſtrecke zwiſchen die beiden Lehmwände gelaſſen werden. Auf der Zeichnung deuten die dichten kleinen Punkte die Gegend des Brandes an, der hauptſächlich in den ausgehauenen Räumen Statt findet.

Das Treiben einer Strecke, wie die oben erwähnte, iſt für die Arbeiter ein ſehr gewagtes Unternehmen, wegen der oft tödtlich werdenden Wetter. Um die Mannſchaft dagegen zu ſichern, iſt bei c ein beſonderer Schacht abgeſunken worden, damit nach erfolgtem Durchſchlag deſſelben mit jener Umfaſſungsſtrecke friſche Wetter zum Schacht einfallen und durch die Strecke ſpielen möchten, bis ſie zu der ſchwebenden Seitenſtrecke wieder zu Tage auszögen. Daß aber die Wetter dieſen Zug nehmen würden, war man der Theorie und Erfahrung nach überzeugt. Die Mannſchaft konnte dann auch zu dem Schachte einfahren, wo die friſchen Wetter einfallen und auf ſolche Art ſtets einer gefahrloſen Rückfahrt ſicher ſeyn. Ohne dieſe Vorſichtsmaasregel konnten die Leute ihre Arbeit nicht mit Sicherheit fortſetzen. Bis jetzt iſt der Betrieb der Grube glücklich von

ſtatten gegangen, obgleich nicht ohne Gefährlichkeit und man hat alle Hoffnung, daß der Feind glücklich bekämpft ſeyn wird.

Auf der Polton-Grube zeigte es ſich im November 1827 ebenfalls, daß es im abgebauten Felde des 8 Fuß mächtigen Flötzes brenne. — Weil die Brandwetter nicht gehörig abzogen und für die Geſundheit der Mannſchaft ſchädlich wurden, ſo ward ein großer eiſerner Roſt, der eingerichtet war, brennende Kohlen aufzunehmen, mit dieſen gefüllt*), in den Schacht hineingehängt, um eine Luftverdünnung zu bewirken und ſo eine Cirkulation der Wetter zu erhalten, welches Verfahren auch den gewünſchten Erfolg hatte. Allein eines Tages ließen einige loſe Buben den Haspel laufen, an welchem dieſer Keſſel oben über dem Schacht angehängt war. Derſelbe rann daher bis auf die Schachtsſohle und ſteckte dort einige Korbflechten für kleine Kohlen in Brand, welcher ſich dem dabei befindlichen Kohlengemülle mittheilte und ſeit der Zeit iſt dies Feuer immer langſam vorgeſchritten. Man wollte mit Waſſer löſchen, aber es half wenig. Auch verſuchte man mehrmals, die brennende Maſſe wegzufördern und ſo das Feuer zu tilgen; allein das in Brand gerathene Feld war ſchon gegen 60 Fuß im Durchmeſſer und griff ſo raſch um ſich, daß die Grubenaufſeher ſich entſchloſſen, das Feuer mit aller Kühnheit und Stärke anzugreifen, welches ſie auch ausführten, indem ſie die ganze in Brand gerathene Maſſe loshauen und zu Tage herausfördern ließen. Durch große Ausdauer, ungemeine Anſtrengung und theilweiſe Anwendung von Waſſer wurde endlich das Feuer gedämpft und die Grube iſt jetzt im beſten Zuſtande. Dieſe Arbeit war höchſt gefährlich und ermüdend für die Mannſchaft, wegen der ſo ſchlimmen Wetter und der ſengenden Hitze.

Schon ſehr oft hat es ſich zugetragen, daß Feuer auf der Sohle der Schächte dadurch entſtanden iſt, daß heiße Aſche aus dem Feuerkeſſel herunterfiel und ſich dort anhäufte. Man ſollte daher unter den Keſſel eine große, flache eiſerne Pfanne hängen, um die herabfallende Aſche aufzufangen oder man ſollte alles klare Kohl rein von der Schachtſohle wegräumen und ein flaches Steinpflaſter oder Lehmeſtrich legen. Ueberhaupt, wo die Gefahr ſo groß iſt, kann man nicht vorſichtig genug ſeyn.

Whitehill-Grube gerieth durch Selbſtentzündung in Brand und mehrere Nachforſchungen gaben Anlaß zu der Vermuthung, daß dies Ereigniß vor ungefähr drei Jahren Statt gefunden haben mochte

---

*) In Schleſien nennt man dies einen Feuerkeſſel und die Operation ſelbſt keſſeln, in einem Schacht keſſeln. So wirkſam ſolches in vielen Fällen iſt, ſo höchſt gefährlich iſt es wegen Anzündens der Zimmerung im Schacht, daher man ſich dieſer Hilfe nur in gemauerten oder in ganzem Geſtein ſtehenden Schächten bedient.

und zwar dadurch, daß ſich Tagewaſſer durch eine Sandſchicht, nahe am Ausgehenden, in die Grube gezogen und das Grubenklein durchnäßt hatten, wodurch eine Verwitterung des Schwefelkieſes herbeigeführt wurde. Später wurde der Brand heftiger und der Aufſeher der Kohlengrube, nachdem er ſich genau von dem eigentlichen Punkte des Feuers überzeugt hatte, durchbrach mit großer Entſchloſſenheit und Schnelligkeit die Mauerung eines nahen Schachtes, von dem er wußte, daß in deſſen Nähe eine Sandlage mit vielem Waſſer befindlich war und leitete das Waſſer vermittelſt hierzu angeſchaffter hölzerner Röhren längs dem Schachte herab bis auf die Sohle; von hier aus führte er die Röhren ſöhlig durch die Strecken der Grube und ließ das Waſſer bis an das Brandfeld. Obgleich aber das Waſſer Tag und Nacht auf das Brandfeld lief, war es doch nicht möglich, es bis zum eigentlichen Hauptſitz des Feuers gelangen zu laſſen.

Das Flötz hatte eine Waſſerlöſung durch einen Stollen und der Stollen, welcher die Waſſer aus der Grube abführte, war durch benachbarte Kohlengruben getrieben worden, ſo daß auf gewöhnlichem Wege der Abfluß der Waſſer nicht gehemmt werden (folglich auch keine Aufmerkſamkeit erfolgen) konnte.

Das 8 Fuß mächtige Flötz, auf welchem der Brand ausgebrochen war, liegt 11 Faden über dem Splintflötz und die Waſſer vom achtfüßigen Flötz fallen durch Schächte auf das Splintflötz und ziehen hier ab. Fünf Schächte waren bis auf dieſes liegende Flötz abgeteuft. Man beſchloß daher folgenden Plan, um den Brand zu erſticken. In jeden dieſer fünf Schächte, und zwar 9 Fuß unter dem Liegenden des achtfüßigen Flötzes, wurden ſöhlige Schrame ins Geſtein gehauen, von 2 Fuß Tiefe und dies in zwei einander gegenüberſtehenden Schachtſtößen. In dieſe Schrame wurden Hölzer, 13 Zoll im Gevierte, eingelegt, als ob man den ganzen Schacht verbühnen wollte. Quer über dieſe Hölzer wurden Breter gelegt und hierauf eine Schicht von 8 Fuß Stärke gut durchgearbeiteter Letten oder Lehm. Damit nun die Grundwaſſer nach Belieben abgelaſſen werden könnten, ſo wurden in zweien der Schächte eiſerne Röhren mit Ventilen, die ſich nach oben öffneten, durch die Bühne und durch die ausgeſchlagene Lehmſohle geſteckt und bis in die Waſſerſeige geführt und auf jedem Schachte wurde von dem Ventil ein Seil im Schachte hinauf bis zu Tage geführt und dort angehangen. Die Röhren ſelbſt hatten oben einen angegoſſenen Halsring, damit ſie nicht durch die Bühne durchfallen konnten.

In Fig. 10, Taf. 18, iſt der Seigerriß dieſer Grube vorgeſtellt. Die gezimmerte und mit Lehm ausgeſchlagene Schachtbühne nebſt Röhre und Ventil ſtellt Fig. 11 dar.

Während der Brand immer zunahm, fielen die friſchen Wetter zum Schacht a ein (Fig. 10), ſpielten durch das Brandfeld und

Digitized by Google

Dampf und Rauch zogen in nicht zu großer Menge und ziemlich langſam zum Schacht b zu Tage aus. Dieſer Schacht b iſt ein Fahrſchacht und da er zugleich ein Tagesſchacht iſt und in höherer Sohle liegt, ſo war es ganz natürlich, daß die Wetter aus demſelben ſtets auszogen. Weil aber die freie Kommunikation unterhalb des 8 Fuß mächtigen Flötzes auf dem Schacht b gehemmt werden ſollte, ſo wäre dies nicht auszuführen geweſen, ſo lange die Fahrt in dieſem Schacht noch hätte beibehalten werden müſſen, indem kein Menſch nur einen Faden tief in den Schacht hätte einfahren können, ohne das Leben zu verlieren. Es ward daher nöthig, den Wetterzug umzukehren, ſo daß die friſchen Wetter in den Schacht b einfallen und zu dem tiefer abgeteuften Schacht a ausziehen mußten, alſo entgegengeſetzt dem bisherigen natürlichen Wetterwechſel. Um dies zu bewirken, wurde ein großer eiſerner Feuerkeſſel, der wohl eine ganze Tonne brennender Kohlen faſſen konnte, an einer eiſernen Kette in den Schacht a eingehängt. Der Schacht b wurde über Tage ſo lange oben verbühnt und zugedeckt, bis der Schacht a durch das Feuerkeſſeln gehörig in Zug gekommen war und dann wurde die Decke des Schachtes b ſchnell weggeräumt, worauf der entgegengeſetzte Wetterzug ſogleich Statt fand. Die Mannſchaft konnte hierauf, ohne im geringſten gefährdet zu ſeyn, die Fahrten im Schachte b wegnehmen, die Kommunikation mit dem Splintflötz auf der Sohle des achtfüßigen Flötzes verſetzen, worauf dann der Feuerkeſſel aus dem Schacht a herausgezogen wurde und der Wetterwechſel wieder ſeinen frühern gewöhnlichen Lauf nahm. Da nun inmittelſt die Waſſer nicht mehr auf das Splintflötz fallen konnten, indem ſie durch die Bühne und durch den Verſatz im Schacht b abgedämmt wurden, ſo gingen ſie im abgebauten Feld auf und traten zuletzt bis in das Brandfeld und an das rothglühende hangende Geſtein. Dies veranlaßte eine ſehr unerwartete Erſcheinung. Die erzeugten Waſſerdämpfe, die zu einem hohen Grad erhitzt waren, ſtrömten nämlich mit Heftigkeit gerade nach dem Schacht b, wo ſie mit außerordentlicher Geſchwindigkeit auszogen und über Tage bei der Schachtsöffnung eine dichte Wolke bildeten, die ſich zu einer großen Höhe erhob und viele Meilen weit geſehen wurde. Dieſe Dämpfe theilten mit der Zeit dem Schacht eine ſolche Hitze mit, daß er wie eine Dampfröhre anzuſehen war. Aber nicht blos der Dampf, ſondern auch die freie und ungebundene Hitze, welche man über Tage gar nicht ſehen konnte, ſtrömte zum Schachte hinaus, indem nur der Dampf, ſo wie er mit der atmoſphäriſchen Luft in Berührung kam und auch dieſer nur in einiger Entfernung von der Oeffnung des Schachtes ſich dem Auge ſichtbar darſtellte. Der ausſtrömende Dampf und die erhitzte Luft hatten einen ſo hohen Grad der Wärme, daß ſie den Leuten die Haare auf der Hand verſengten. Die Folge von dieſer Begebenheit war, daß dieſe plötz-

lich entſtehende Strömung von Dampf und erhitzter Luft die Wuth des Grubenbrandes vermehrte, indem ſie aus der Teufe eine Menge friſcher Wetter zu ſeiner Nahrrung herbei zog, ſo daß das Feuer einige Tage lang nur mit deſto größerer Heftigkeit entbrannte.

Um den Wärmegrad des Dampfes und der erhitzten Luft in dem Schachte b zu erfahren, hing man in denſelben ein Thermometer mit Fahrenheitiſcher Scale, die bis 232 Grad reichte. Als man das Thermometer wieder heraufzog, fand man das Queckſilber ganz oben in der Röhre, ſo daß der ganz genaue Wärmegrad nicht beſtimmt werden konnte. Vier Tage ſpäter war die Hitze bis auf den Siedepunkt oder bis auf 212 Grad geſunken. Jetzt begann das Waſſer guten Erfolg zu haben und nach einigen Tagen war die Hitze bis auf 165 Grad herabgeſunken. Dieſe Beobachtungen wurden vermittelſt einer Oeffnung in der Schachtthüre von etwa 8 Zoll im Gevierte groß vorgenommen. Die Wärme ſank immer mehr herunter, ſo daß ſie nach etwa drei Wochen nur noch 85 Grad betrug. Es wurde dann die Thür oder die Decke des Schachtes hinweggenommen, um dem Dampf einen freieren Abzug zu verſchaffen und weil man glaubte, daß die Abkühlung ſchneller von ſtatten gehen würde. Jedoch wuchs aber die Wärme ſchnell bis auf 109 Grad. Man deckte daher den Schacht wieder zu und ließ in der Decke eine kleine Oeffnung, wie das erſte Mal, worauf die Wärme ſchnell wiederum bis auf 97 Grad fiel. Seit der Zeit iſt die Hitze immer mehr gewichen.

Man hat es zum Gegenſtand phyſikaliſcher Unterſuchungen gemacht, auszumitteln, durch welchen chemiſchen Prozeß wohl ein ſolches Kohl, in welchem viel Schwefelkies vorhanden iſt, zur Selbſtentzündung gebracht wird. Zutritt von Luft und Feuchtigkeit ſcheinen unerläßlich nothwendig dabei zu ſeyn, ſo wie auch, daß das Grubenklein ſehr dick aufgeſchüttet ſeyn muß — denn wenn es nur ein oder zwei Fuß dick liegt, ſo geht die Zerſetzung nur mit einer ſehr geringen Wärmeerzeugung vor ſich und es wird hieraus kein Brand entſtehen. In einem ſolchen Fall ſcheint es, daß ſich die Hitze, ſo wie ſie entſteht, auch wieder vertheilt; wenn dagegen der Haufen mehrere Fuß hoch aufgeſchüttet iſt, ſo entſteht ein Druck und die Erhitzung, die ſich erzeugt, häuft ſich dann zugleich an. Dieſe Anhäufung von Wärmeſtoff beſchleunigt um ſo mehr die chemiſche Zerſetzung der Maſſe, ſo daß alſo auch die Erhitzung um ſo ſchneller von ſtatten geht und dies bis zu ſolchem Grade, daß wirkliche Selbſtentzündung ausbricht. Die Erhitzung und Entzündung des naſſen Heues ſcheint von ähnlichen Umſtänden herzurühren; denn ohne großes Aufhäufen und ohne Druck wird auch hier kein wirkliches Feuer entſtehen. Was den chemiſchen Prozeß betrifft, ſo mögen hier mehrere Urſachen in Wirkung treten, nämlich: Zerſetzung der atmoſphäriſchen Luft, wenn das im Schwefelkies enthal-

tene Eiſen ſich mit dem Sauerſtoff der Luft verbindet und der gebundene Wärmeſtoff frei wird. Der Sauerſtoff und Waſſerſtoff des Waſſers mögen bedeutend zur Vermehrung der Wärme beitragen und wir kennen es ja als eine gewöhnliche Erſcheinung, daß Grubenklein, wenn es viel Schwefelkies enthält und über Tage bei den Schächten in Halden liegt, auf ähnliche Weiſe in Brand geräth; immer aber muß es hoch aufgeſchüttet ſeyn und alſo Druck Statt finden, wenn jener Erfolg herbeigeführt werden ſoll.

Die ſo eben beſchriebenen Vorfälle in den Kohlengruben zeigen aber auch, wie nothwendig es iſt, die größte Wachſamkeit anzuwenden, um den Brand zu verhindern oder, wenn er ſchon entſtanden iſt, zu vermindern und dahin zu trachten, daß er nicht bis zu einer unbezwingbaren Stärke gelange. Sie zeigen ferner, wie nöthig es iſt, in allen Fällen mit kluger Entſchloſſenheit zu Werke zu gehen und zu gleicher Zeit pflichtmäßig Sorge für das Leben der Bergleute zu tragen, welche unter allen Umſtänden, wenn es gefordert wird, mit frohem Muthe diejenigen, die ſie anführen, in die Gefahr begleiten.

## XXIII. Beſitzverhältniſſe der Gruben.

Die unterirdiſchen Mineralſchätze gehören in England und Schottland, mit Ausnahme des Zinnes in Cornwall und des Bleies in Derbyſhire, dem Beſitzer der Oberfläche, dem darüber eine freie und ungehinderte Dispoſition zuſteht. Dieſes Verhältniß hätte den Bergbau entweder gänzlich unterdrückt oder denſelben in einem ſchmachtenden und elenden Zuſtande gelaſſen, wenn nicht der Grundbeſitz nur in ſehr wenigen Händen wäre und durch Geſetze darin erhalten würde. Nur in Ländern, wo ganze Herrſchaften, die große Flächen zuſammenhängend bedecken, einen Beſitzer haben, iſt es möglich, eine ſolche Einrichtung mit dem erfolgreichen Beſtehen des Bergbaues vereinigt zu denken. Die Grundbeſitzer führen den Bergbau unter ihrem Grundſtücke entweder ſelbſt, wie auf den großen Gruben bei Whitehaven, welche dem Earl of Lonsdale gehören; auf der Haighgrube bei Wiggan, welche dem Earl Balcarres gehört, oder ſie ertheilen die Erlaubniß zum Betriebe an bauluſtige Geſellſchaften oder an einzelne Perſonen gegen *Entrichtung beſtimmter Abgaben und unter gewiſſen Bedingungen.* Dies letztere iſt das bei Weitem gewöhnlichere Verhältniß. Der Bergbau ſelbſt iſt daher bei dieſem Beſitzverhältniſſe des Unterirdiſchen in *eine nachtheiligere* Lage verſetzt, als in den meiſten deutſchen Ländern, wo die Mineralien als Regalien dem Landesherrn gehören, der bei frei erklärtem Bergbau bauluſtigen Gewerken den Betrieb nach Geſetzen verſtattet, die zum Nutzen und Vortheil des Landes gegeben, durch hundertjährige Erfahrungen geprüft ſind und die

durch dieſe Geſetze beſtimmten Abgaben erhebt. Der Grundbeſitzer in England ſorgt nur für ſein eigenes Intereſſe bei der Erlaubniß zum Betriebe; das Wohl des Bergbaues und das Intereſſe der Betreiber geht ihn gar nicht an, während bei uns der Landesherr zum Wohle des Ganzen auch das Wohl des Bergbaues und der daran Betheiligten wahrnimmt. Der Bergbau in England verdankt ſeine Blüthe nur den großen unterirdiſchen Schätzen und der allgemeinen Entwicklung der Induſtrie, dem Reichthum und dem Handel des ganzen Landes, nicht aber den geſetzlichen Prinzipien, worauf derſelbe baſirt iſt. Eine einfache Angabe der Abgaben, welche die Grundbeſitzer gewöhnlich von den Kohlengruben in England erheben, wird beſſer als alles andere beweiſen, wie wahr das Urtheil iſt, welches über die Engliſche Bergwerksverfaſſung in dem 1. Bande dieſes Werkes, S. 368 ꝛc. gefällt worden iſt.

In Süd-Wales erhält der Grundeigenthümer eine beſtimmte Geldſumme für jede Tonne Kohlen, die gefördert wird; eine Abgabe (Royalty), die mit dem Förderungsquantum zwar ſteigt und fällt, aber nicht mit dem Werthe der Kohlen. Auf der Clydachgrube beträgt dieſe Abgabe für 1 Preuß. Tonne 1 Sgr. 1 Pf., der Kohlenpreis ſtand zu 12 Sgr. 1 Pf. und die Abgabe beträgt daher $\frac{1}{11}$ des Werthes der Förderung oder nur etwas weniger als der Zehent, die nach den ältern deutſchen Bergordnungen geſetzliche Abgabe an den Staat, welche in dieſem Falle 1 Sgr. $2\frac{1}{2}$ Pf. für 1 Tonne betragen würde. Viele Gruben in Caermarthenſhire, welche (Stone Coal) eine für den Handel geſchätzte Kohlengattung fördern, müſſen dagegen für 1 Tonne Preuß. 5 Sgr. 3 Pf. bis 5 Sgr. 9 Pf. bezahlen oder $\frac{1}{5}$ des Werthes dieſer Kohlen im Hafen von Swanſea, wo dieſelben zu 25 Sgr. 2 Pf. die Preuß. Tonne verkauft werden. Die Transportkoſten betragen von der Grube bis dahin 2—3 Sgr. auf die Preuß. Tonne, ſo daß die Abgabe beinahe $\frac{1}{4}$ des Grubenverkaufspreiſes beträgt. In Pembrokeſhire hat ſich ſogar dieſe Abgabe an den Grundbeſitzer bis auf 9 und 10 Sgr. 6 Pf. auf die Preuß. Tonne geſteigert, eine Abgabe, die hier wenigſtens $\frac{1}{3}$ des Kohlenpreiſes erreicht und nur unter günſtigen Betriebs- und Debitsverhältniſſen gegeben werden kann, dennoch aber den größten Theil des Gewinnes vom Bergbau nicht in die Hände derer bringt, welche ihre Kapitalien zu dieſen gewagten Unternehmungen hergeben, ſondern des Grundbeſitzers, der aus den allgemeinen günſtigen Induſtrieverhältniſſen des ganzen Landes den größten Vortheil zu ziehen ſucht. In Monmouthſhire ſtellen die Grundbeſitzer günſtigere Bedingungen, um den Bergbau auf ihren Beſitzungen zu beleben und Gewerke anzuziehen, denſelben aufzunehmen. Die Abgaben betragen hier für 1 Tonne Preuß. 8 Pf. bis 1 Sgr. 5 Pf. Die Kohlen koſten in dem Hafen von Newport 20—21 Sgr. die Preuß. Tonne, auf den Gruben 16 bis

17 Sgr.; die Abgabe beträgt daher $\frac{1}{24}$—$\frac{1}{12}$ des Werthes der Kohlen auf den Gruben; dieſelbe iſt geringer als die Abgabe des Zehnten; dagegen iſt das Riſiko dabei, daß der Kohlenpreis durch vermehrte Konkurrenz fallen kann, wobei die Abgabe gleich bleibt, mithin im Verhältniß zu dieſem ſteigt. Eine gewöhnliche Bedingung bei den Kontrakten zwiſchen den Grundbeſitzern und den Betreibern iſt die eines Minimums der jährlichen Abgabe; fördert die Grube weniger, ſo daß die feſtgeſetzte Abgabe pro Tonne dieſes Minimum nicht erreicht, ſo muß daſſelbe dennoch bezahlt werden, wodurch gerade die Abgabe dann drückend wird, wenn die Grube entweder durch Hinderniſſe, die ſich dem Betrieb in den Weg ſtellten, oder durch Debitsmangel leidet; der Grundbeſitzer ſichert ſich aber dadurch eine feſte Rente. Die Erlaubniß zum Betriebe dehnt ſich entweder auf einen ganzen Bezirk aus und iſt alsdann nur auf eine gewiſſe Anzahl von Jahren gegeben, in Süd-Wales gewöhnlich 99 Jahre, oder dieſelbe iſt auf ein beſtimmtes Kohlenflötz in einer engeren Begränzung beſchränkt, ohne eine Zeit vorzuſchreiben, welche in dem gänzlichen Abbau dieſes Kohlenfeldes ihr Maas findet. Nur durch das feſtgeſetzte Minimum wird dieſelbe abgekürzt, indem die Gruben ſuchen müſſen, viel zu fördern, um die Abgaben dadurch nicht zu erhöhen.

In Staffordſhire findet theils dieſelbe Einrichtung ſtatt, wie in Süd-Wales, ſo daß für die Tonne Kohlen, welche gefördert wird, eine beſtimmte Abgabe an den Grundbeſitzer entrichtet werden muß, theils aber auch ein förmlicher Ankauf des unterirdiſchen Eigenthums, wiewohl nur auf kleine Flächen und auf einzelne Flötze beſchränkt. Die zum Eiſenwerke Broad-water furnaces gehörige Kohlengrube bei Wednesbury zahlt für 1 Preuß. Tonne Förderung 3 Sgr. 2 Pf. Der Kohlenpreis auf den Schächten ſtand 1827 in dieſer Gegend 13—19 Sgr., im Durchſchnitt kaum 16 Sgr. für 1 Preuß. Tonne und die *Abgabe an den Grundbeſitzer* beträgt daher $\frac{1}{5}$ des *Verkaufspreiſes* am Schachte. Die Verkäufe des unterirdiſchen Eigenthums geſchehen nach dem landesüblichen Flächenmaaße des Acre (= 4840 □Yards). Es wird dabei angenommen, daß ein Cub. Yard anſtehende Kohlenmaſſe 18 cwt. wiegt oder 1 □Yard Flötz für jeden Zoll der Mächtigkeit deſſelben $\frac{1}{2}$ cwt. hergibt. Da nun das mächtige Flötz in Staffordſhire, worauf gegenwärtig der Bau vorzugsweiſe betrieben wird, 10 Yards mächtig iſt, ſo gibt 1 □Yard deſſelben 180 cwt. oder 45 Preuß. Tonnen; 1 Acre dieſes Flötzes enthält daher 217,800 Preuß. Tonnen. Wir ſahen aber weiter oben, daß bei dem Abbau in Staffordſhire nur die Hälfte der anſtehenden Kohlen gewonnen wird, alſo rund gerechnet aus 1 Acre höchſtens 110,000 Preuß. Tonnen. Die Verkäufe in der Nähe von Wednesbury ſind in den letzten Jahren durchſchnittlich zu 11 L. St. pro Acre abgeſchloſſen worden, wonach alſo für

1 Preuß. Tonne 2 Sgr. 2 Pf. bezahlt wird. Hierbei läuft der Käufer noch Gefahr, daß das Flötz in der angekauften Fläche Störungen erleidet, daß der Betrieb auf unerwartete Hinderniſſe ſtößt, daß alſo nicht ſo viel davon gefördert werden kann, und wenn außerdem berückſichtigt wird, daß er dieſes Kapital verzinſen muß, bis er das Flötz hier abgebaut hat, ſo kommt dieſer geringere Kaufpreis gewiß mit der höhern Abgabe ziemlich genau überein und dürfte eher höher als geringer erſcheinen. Noch ſchlimmer ſind diejenigen Grubenbetreiber in Staffordſhire daran, welche in den Jahren 1824 und 1825, wo die Kohlenpreiſe wegen des plötzlichen Aufſchwunges des Eiſenhüttengewerbes ſehr in die Höhe gingen, Kontrakte mit den Grundbeſitzern abgeſchloſſen haben; die Preuß. Tonne Kohlen koſtete damals 19—29 Sgr. auf den Schächten und die Abgaben ſind bis auf 5 Sgr. die Tonne feſtgeſetzt worden.

In dem Reviere zwiſchen Prescot und Warrington in Lancaſhire, welches hauptſächlich Kohlen auf em Sankey-Kanal an die Salinen verkauft, zahlt namentlich die Eltonheadgrube $\frac{1}{5}$ des Bruttoertrages oder des Verkaufspreiſes der Kohlen auf dem Schacht an den Grundbeſitzer. Dieſe Abgabe iſt nach demſelben Grundſatze eingerichtet, wie der Zehnt nach den deutſchen Bergordnungen, aber ſie beträgt das Doppelte deſſelben. Gewöhnlich wird auch in dieſer Gegend das Recht zum Betriebe von dem Oberflächenbeſitzer erkauft; man rechnet dabei, daß 1 Acre Lancaſhire oder Cheſhire Maaß, zu 10240 □Yards, bei einer Flötzmächtigkeit von 1 Fuß 45 Works Kohlen hergibt (1 Work enthält 36 Tons à 25 cwt.) und bringt hierbei nur etwa $\frac{2}{3}$ der anſtehenden Kohlenmaſſe in Anſchlag, obgleich der Abbau ziemlich rein geführt wird und man mehr als dies gewinnt. Der Preis der Kohlen wird auch nicht ganz ſo hoch, als er auf den Gruben ſteht, bei dieſer Werthberechnung angenommen. In einem Falle war der Preis um 18 Prozent niedriger angeſetzt, als er damals ſtand, obgleich derſelbe durch die Ueberfüllung des Marktes mit Salz im Jahr 1827 beträchtlich heruntergegangen war; der Verkaufspreis des Kohlenfeldes wird hiernach auf $\frac{1}{5}$ des Geſammtwerthes nach der Mächtigkeit der bauwürdigen Flötze, welche darin bekannt ſind, berechnet. Der Käufer kann hierbei einigen Vortheil am Preiſe gegen die laufende Abgabe haben, dagegen auch das Riſiko, welches ein nicht genau genug unterſuchtes Kohlenfeld darbietet.

Auf der Hettongrube, welche mit mehreren Grundbeſitzern zu thun hat, erhält jeder eine jährlich beſtimmte feſte Abgabe (**Fantale**), ſo lange ein gewiſſes Förderquantum im Jahre nicht überſtiegen wird; fördert dagegen die Grube mehr, ſo muß ſie außerdem noch eine gewiſſe Quote von der Mehrförderung bezahlen, ſo daß dieſe Beſtimmung in ihrer Wirkung der eines Minimums gleich kommt. Dieſe Kontrakte ſind auf gewiſſe Jahre abgeſchloſſen und erſtreckt

ſich dabei die Betriebserlaubniß nur auf die Kohlenflötze bis Hettonflötz. Die Abgabe beträgt im Ganzen ungefähr $\frac{1}{20}$ des Werthes der Förderung in der Niederlage an dem Wearfluſſe, welches, mit Rückſicht auf den Umſtand, daß dieſer Theil des Kohlengebirges unter der Bedeckung des Magneſiakalkſteins erſt durch die Betreiber von Hettongrube aufgefunden worden iſt, daß hier früher über das Vorhandenſeyn der Kohle große Zweifel bei den Bergverſtändigen daſiger Gegend gehegt worden waren und daher die Grundbeſitzer gar keinen Nutzen von dieſem ihnen unbekannten Reichthum erwarten konnten, hoch genug erſcheint. Die jährliche Abgabe dieſer Grube an die Grundbeſitzer ſteigt weit über 50,000 Thlr. In dem ganzen Newcaſtler Reviere iſt die Beſtimmung der Entſchädigung des Grundbeſitzers derjenigen ähnlich, welche auf der Hettongrube Statt findet; die Abgabe ſchwankt zwiſchen $\frac{1}{10}$—$\frac{1}{20}$ des Verkaufspreiſes in der Niederlage; ſie iſt daher im Allgemeinen geringer, als in den übrigen Kohlenrevieren in England, wegen der größeren Schwierigkeit des Baues und der beträchtlichen Ausdehnung des Kohlengebirges. Wenn eine Grube mehrere Jahre hindurch dasjenige Quantum nicht gefördert hat, worauf die Abgabe baſirt iſt, ſo verſtattet der Grundbeſitzer gewöhnlich eine Nachförderung, wenn die Gelegenheit zu größerem Debite ſolche zuläßt, um die Grube für den erlittenen Nachtheil ſchadlos zu halten. Die Grundbeſitzer, ſowohl im nördlichen England, als auch in Süd-Wales, welche ſehr beträchtliche Einkünfte aus den unter ihren Beſitzungen bauenden Kohlengruben beziehen, halten ſich eigene bergwerksverſtändige Kontroleure (check viewer), gewöhnlich Direktoren anderer Gruben, welche eine Aufſicht über die Gruben auf ihren Beſitzungen führen. Dieſen Controleuren ſteht es kontraktmäßig zu, die Gruben ſo oft zu befahren, wie ſie es im Intereſſe des Grundbeſitzers für nothwendig halten; ſie nehmen eigne Grubenbilder auf, welche ſie bei ihren Befahrungen nachtragen und vergleichen die ausgehauenen Räume auf den Flötzen mit den Förderungsangaben der Grubenbetreiber, um wenigſtens größere Unrichtigkeiten und Unterſchleife zu verhindern und die kontraktmäßigen Abgaben ſicher zu ſtellen. Bei Zeitpachten von kürzerer Dauer, von 21 oder 33 Jahren, wo das Grubengebäude mit wohl erhaltenen Schächten und Hauptſtrecken an den Grundbeſitzer zurückfällt, ſehen dieſe Controleure auch darauf, daß dieſen Pachtbedingungen Genüge geleiſtet wird. Die Grundbeſitzer müſſen, ſobald die Kohlenfelder auf ihren Beſitzungen zuſammenrücken, ein lebhaftes Intereſſe daran nehmen, daß ein reiner Abbau vollführt wird, indem ſie ſich dadurch die Abgaben der Gruben auf eine längere Zeit ſichern. Die Grubenbetreiber haben bei der gewöhnlichen Einrichtung lediglich das Intereſſe, wohlfeile Kohlen zu gewinnen, indem es ihnen gleich ſeyn kann, ob für den Grundbeſitzer große Maſſen davon auf immer verloren gehen. Der

Aufſicht Sachverſtändiger, welche das Intereſſe der Grundbeſitzer wahrzunehmen haben, iſt es daher beſonders zuzuſchreiben, daß in den neueſten Zeiten beſſere Abbauſyſteme auf den großen Gruben eingeführt worden ſind. Die Kontroleure der Grundbeſitzer ſind in manchen Verhältniſſen mit den Bergbeamten zu vergleichen, welche nach deutſchen Bergordnungen von Staats wegen die Aufſicht über den Bergbau führen, nur mit dem weſentlichen Unterſchiede, daß jene nur das Privatintereſſe des Bergherrn (Eigenthümers des Unterirdiſchen), dieſe aber auch das Wohl des Ganzen und des Grubenbetreibers wahrzunehmen verpflichtet ſind.

Auf den meiſten engliſchen Kohlengruben laſten größere Abgaben an die Grundbeſitzer, als bei uns die Abgaben an den Eigenthümer der Oberfläche (Erbkure und Tradde), an die Kirche und Schule, an die Knappſchaftskaſſen und an den Staat zuſammen betragen und dieſe ſtehen in einem viel nachtheiligeren Verhältniß als bei unſeren Abgaben. Die Zehntabgabe iſt alſo nicht der Grund, welche den Steinkohlenbergbau bisher bei uns verhindert hat, eine ſo große Ausdehnung zu erreichen, als er in England bekommen hat und eine gänzliche Aufhebung deſſelben würde durchaus nicht weſentlich zu einem größeren Aufſchwunge deſſelben beitragen. Aber außer dieſer Belaſtung der engliſchen Kohlengruben werden noch auf einen großen Theil der daſelbſt konſumirten Kohlen, zwar nicht auf den Gruben, aber in den Ausfuhr- und Eingangshäfen, ſo hohe Steuern von Seiten des Staates und der Städte erhoben, daß man zu der Anſicht gezwungen wird, eine ſolche Beſteuerung könne weſentlich nur auf den Konſumenten, nicht aber auf den Gruben laſten, ſo lange die Konkurrenz des Auslandes dabei gänzlich ausgeſchloſſen iſt; die Ausdehnung, welche der Steinkohlenbergbau in England gewonnen hat, würde ſonſt ganz unerklärlich erſcheinen.

## Sechſtes Kapitel.

### Von dem Steinkohlenbergbau in Belgien und in dem angrenzenden Theil des nördlichen Frankreichs*).

#### I. Steinkohlenbergbau bei Lüttich.

#### Eigenthümlichkeiten des Lütticher Steinkohlenbergbaues. Vorrichtung der Schächte.

Der Lütticher Steinkohlenbergbau iſt wegen ſeines hohen Alters bereits zu einer ſehr anſehnlichen Teufe niedergedrungen, ſo daß die obern Kohlenfelder faſt gänzlich verhauen ſind und daß der alte Mann mit Waſſern angefüllt iſt, welches den Grubengebäuden die größte Gefahr droht. Dieſe unterirdiſchen Seen abzuzapfen, ſteht nicht in den Mitteln einer einzigen Gewerkſchaft. Hierzu müſſen ganze Grubenfelder ſich vereinigen, welche bei einem ſolchen Unternehmen wohl ihre Rechnung finden dürften. Bei den gegenwärtigen Verhältniſſen iſt indeß eine ſolche Vereinigung wohl nicht leicht auszuführen.

Dieſe Gefahr vor unterirdiſchen Seen (bains d'eau genannt), verbunden mit der Gefahr vor ſchlagenden Wettern (feu grisoux), verurſachen, daß der Lütticher Steinkohlenbergbau mit ganz eigen-

*) Auszugsweiſe aus einer vortrefflichen Abhandlung der Herren v. Oeynhauſen und v. Dechen in Karſtens Archiv, 1. Reihe. Bd. 10. S. 107 ꝛc. Wegen der geognoſtiſchen Verhältniſſe dieſer eben ſo wichtigen, als intereſſanten Steinkohlengebirge verweiſen wir auf Bd. II. dieſes Werks, S. 506 ꝛc.; wegen der allgemeinen techniſchen Verhältniſſe auf S. 583 ꝛc.



Digitized by Google

thümlichen Schwierigkeiten zu kämpfen hat, größtentheils hervorgebracht durch die fehlerhafte Abbaumethode, welche früher befolgt ward und gegenwärtig durch die Nothwendigkeit faſt geboten wird. Man vergleiche Bd. II. S. 583 ꝛc.

Zunächſt iſt die Auswahl eines Punktes für den Hauptſchacht eine höchſt wichtige und ſchwierige Aufgabe, denn theils muß derſelbe ſo geſtellt werden, daß aus demſelben ein ſehr großes Feld in Abbau genommen werden kann, damit die bedeutenden Koſten des Abteufens ſich lohnen, theils müſſen ſolche Punkte gewählt werden, wo man keinen alten Mann oder unterirdiſche Seen zu befürchten hat, welche Punkte aber mit jedem Jahre ſeltener werden. Iſt ein ſolcher Punkt gefunden, ſo werden Hauptförderſchacht, Waſſerhaltungsſchacht, Fahr- und Wetterſchacht in der Regel ganz nahe neben einander niedergebracht, zuweilen als beſondere Schächte, zuweilen aber iſt auch Förder- und Fahrſchacht, oder Fahr- und Wetterſchacht u. ſ. f. mit einander vereinigt. Es liegt hierin eine Eigenthümlichkeit des Lütticher Steinkohlenbergbaues, denn auf den Gruben, wo die Anſatzpunkte von Schächten nicht ſo ſehr bedingt ſind, ſucht man dieſelben angemeſſen über das abzubauende Feld zu vertheilen; hier aber werden ſie möglichſt auf einem Punkt koncentrirt, aus Furcht vor unterirdiſchen Seen.

Gewöhnlich ſucht man den Hauptförder- und Waſſerhaltungsſchacht auf die tiefſte Sohle des abzubauenden Grubenfeldes nieder zu bringen, welches unſtreitig weſentliche Vortheile gewährt. Bei dem Lütticher Steinkohlenbergbau findet aber gerade das Gegentheil ſtatt. Hier ſucht man den Schacht wo möglich auf die oberſte Sohle des abzubauenden Feldes zu ſetzen, theils um die Abteufungskoſten des Schachtes zu vermindern, theils um die unterirdiſchen Seen zu vermeiden.

Wenn man ein Grubengebäude von einiger Bedeutung anzulegen beabſichtigt, ſo werden in der Regel drei Schächte neben einander nieder gebracht, nämlich der **maitre bure**, der **burtay** und der **bure à pompes**. Der **maitre bure** oder **bur de chargeage** dient als Hauptförder- und als Fahrſchacht da, wo kein beſonderer Fahrſchacht vorhanden iſt. Die anfahrende Mannſchaft wird dann mittelſt des Pferdegöpels (hernaz) heruntergelaſſen. — Die Geſtalt dieſes Schachtes iſt in der Regel ein längliches Viereck von anſehnlichen Dimenſionen. Gewöhnliche Verhältniſſe ſind: die lange Seite 9, 12 bis 16 und die kurze Seite 6, 8 und 8 Fuß. Dieſer Schacht wird in gewöhnliche Zimmerung geſetzt, wozu in der Regel Eichenholz angewendet wird. Nur in ſeltenen Fällen pflegt man ihn zu cüvelliren. Zuweilen ſetzt man ihn in Ziegelmauerung. Anderthalb Lachter unter der Hängebank und bis über dieſelbe fängt eine Verdohnung von Bretern an, welche das Abnehmen der Fördergefäße zu erleichtern dient. Dieſe Verdohnung iſt überhängend in

den Schacht hinein angebracht; die Breter ſind mit Stabeiſen beſchlagen, woran die Fördergefäße (Kuffaten), die letzten anderthalb Lachter überhängend hinaufgleiten. In derſelben Neigung, welche die Schiebethüren haben, fallen auch die Hängebänke ſelbſt ab und erleichtern das Herabgleiten und Umſtürzen der gefüllten Kuffaten.

Da, wo der Hauptförderſchacht ein Kohlenflötz durchſchneidet oder überhaupt da, wo eine Hauptförderſtrecke unter den Schacht geht, wird ein großes Füllort, chargeage, angebracht. Dieſes Füllort iſt ein großer, gehörig verzimmerter Raum, ſeitwärts vom Schacht, geräumig genug, um mehrere Füller und Schlepper aufzunehmen, ſo wie die gehörigen Beſtände von Kohlen dabei niederzulegen.

Gewöhnlich wird der Schacht noch einige Toiſen tiefer wie das letzte Füllort abgeteuft, bis in das Liegende des abzubauenden Flötzes. Dieſer Raum, welcher während der Förderung bedeckt wird, dient als Sumpf für die Waſſer und wird puisard oder eigentlich bougnon genannt.

In der Regel wird der Förderſchacht nicht in zwei beſondere Schachttrümer eingetheilt, außer bei der Förderung mit Dampfmaſchinen, um einen abgeſonderten Fahr= und Waſſerhaltungsſchacht zu haben. Ein ſolcher Schachtraum wird dann parti-bure genannt. Der Förderſchacht wird gewöhnlich dergeſtalt geſetzt, daß ſeine Längendimenſion in die Streichungslinie des Flötzes fällt. Der bure à pompe iſt, wenn nicht die Pumpenſätze in dem parti-bure angebracht ſind, ein beſonderer Schacht in der Nähe des maitre-bure, nur von kleinern Dimenſionen wie dieſer, dagegen in der Regel etwas tiefer. — Der Burtay oder bure d'airage iſt eigentlich zum Wetterwechſel, in einzelnen Fällen aber auch zum Einfahren der Mannſchaft beſtimmt. Es iſt ein kleiner, runder oder viereckiger Schacht, in Ziegelmauer geſetzt, wenigſtens 12 Toiſen tief, in der Regel nahe bei dem maitre bure, nach dem Hangenden zu geſetzt.

Von der Sohle dieſes Burtay geht eine etwas abfallende, offene Strecke, pierçure genannt, bis zu dem Hauptſchacht. Nach Umſtänden wird der Burtay noch tiefer abgeteuft und es werden dann mehrere dergleichen pierçures gemacht, welche in den ſogenannten royon gehen. Derſelbe befindet ſich in einem der kurzen Schachtſtöße des maitre bure und beſteht in einem luftdichten Verſchlage, der entweder von Holz oder durch eine Ziegelmauerung gebildet wird und bis auf das abzubauende Feld niedergeht. Ueber dem bure d'airage iſt ein hoher Schornſtein von Ziegeln aufgebaut, 20 bis 26 Fuß hoch. In dem bure d'airage wird ein eiſernes Feuerbecken niedergelaſſen, toc-feu genannt. Dieſe Art der Wetteröfen iſt mit der gänzlich übereinſtimmend, welche auch in Eſchweiler gebräuchlich ſind.

**Arbeiten auf den flach geneigten Flötzen.** Nachdem die Schächte bis auf die abzubauenden Flötze niedergebracht worden, wird der Angriff der Flötze ſelbſt eröffnet. Dieſer iſt verſchieden, je nachdem die Flötze flach oder ſtark geneigt ſind. In beiden Fällen ſind aber guter und vollſtändiger Wetterwechſel vor den in Bau begriffenen Oertern und Vermeidung aller Brüche in abgebauten Feldern zwei weſentliche Erforderniſſe des Betriebes. Auf flach geneigten Flötzen (**veines à pendages de plateur**) geſchieht der Angriff folgendermaaſen:

Der niedergebrachte Förder- und Waſſerhaltungsſchacht theilen das abzubauende Feld in zwei Theile, von denen der eine über dem Niveau des Schachtes, der andere unter demſelben liegt. Dieſer obere Theil der mit dem Schacht durchſunkenen Flötze wird **veines xhorrées**, der untere hingegen **veines non xhorrées** oder **submergées** genannt. Die Arbeiten in dem oberen Felde heißen **ouvrages d'amont pendage**, die in dem unteren **ouvrages d'aval pendage**.

Das erſte iſt nun das Auffahren einer Grundſtrecke in der Sohle des Schachtes. Dieſe Grundſtrecke wird **niveau du bure** genannt. In derſelben wird ein erforderlicher Sumpf (**pahage**) errichtet, welcher mit dem Schachtſumpfe (**Bougnon**) in Verbindung ſteht. Um das Feld oberhalb der Schachtſohle abzubauen, werden ſchwebende oder diagonale Strecken getrieben, die von Zeit zu Zeit aus dem **niveau de bure** angeſetzt werden. Sie heißen **montées, demi-montées**, je nachdem ſie ſchwebend oder diagonal ſind.

Man ſetzt entweder eine **montée** neben und unter der andern oder man treibt ſtreichende Abbauſtrecken aus denſelben, **Coistresses** genannt.

Um den Flötztheil unter der Schachtſohle abzubauen, bedient man ſich der ſogenannten **valée, borgné valée, gralle, demi-gralle** oder **torret**, in Verbindung mit den **coistresses**.

Die **valée** iſt eine von dem Hauptförderſchacht ausgehende einfallende Strecke, die zuweilen auch etwas diagonal gelegt wird, wenn das Fallen des Flötzes zu ſtark ſeyn ſollte. Die **valée** kann in jeder Hinſicht als ein donnlägiger Hauptförderſchacht betrachtet werden. Aus derſelben werden ſtreichende Abbauſtrecken oder **Coistresses** angeſetzt. An jedem Anſatzpunkte befindet ſich ein Füllort. Die Förderung geht aus den **Coistresses** in die **valée** und von da in den Hauptförderſchacht. Häufig wird mit einem Zug aus der **valée** und dem Förderſchacht gefördert.

Die **borgné valée** iſt von der **valée** nur dadurch verſchieden, daß ſie nicht auf dem Fallen des Flötzes, ſondern etwas diagonal geht. Uebrigens dient ſie ganz zu den nämlichen Zwecken und kann als eine ſchwebende Hauptförderſtrecke betrachtet werden, wor-

auf gegenwärtig meiſtens auf Schienenwegen mit Pferden oder durch Wagenſtößer gefördert wird, oder durch einen Göpel.

Die **gralles** ſind ebenfalls fallende Strecken, wie die **valées** und zu denſelben Zwecken wie dieſe dienend. Sie unterſcheiden ſich aber von denſelben dadurch, daß ſie in ihren Dimenſionen kleiner und mehr bloße Verbindungs- als Hauptförderſtrecken ſind. Sie ſind außerdem nur auf ſehr ſchwach fallenden Flötzen gebräuchlich. **Demi-gralles** ſind einfallende diagonale Strecken.

Die **torrets** ſind ebenfalls fallende Strecken, wie die **valées** und **gralles**, aber nur auf ſtark geneigten Flötzen und zur gewöhnlichen Haspelförderung vorgerichtet. Sie ſind eigentlich alſo kleine, donnlägige, blinde Schächte.

In der Regel werden aus einem Schacht mehrere Flötze in gemeinſchaftlichen Abbau genommen. Dies geſchieht entweder, indem der Hauptförderſchacht durch mehrere Flötze abgeteuft wird oder durch Querſchläge (**Bacnures**), oder durch blinde Schächte (**Bouxtays**), von einem Flötz auf das andere. Als Regel ſollen die liegenden Flötze zuerſt angegriffen werden und nicht die hangenden, um keine Waſſerſäcke über ſich zu erzeugen. Dieſe Regel wird jedoch keineswegs immer befolgt und kann auch nicht als allgemein aufgeſtellt werden, weil der Abbau auf den Lütticher Steinkohlengruben ſo geführt wird, daß kein Durchbruch des Hangenden Statt finden darf, wodurch freilich ſehr viele Kohlen verloren gehen.

Die Zeichnung Taf. 18, Fig. 12 **a** und **b** gibt eine ungefähre Idee von der Lütticher Methode, flach geneigte Flötze anzugreifen. Es geht hieraus hervor, daß ein eigentlicher Pfeilerabbau gar nicht Statt findet und daß ſich alles lediglich auf den Betrieb breiter Strecken reducirt. Die Vorrichtung dieſer Strecken bleibt im Allgemeinen immer gleich, es mögen **coistresses**, **valées**, **montées**, **gralles** u. ſ. f. ſeyn. Dieſelbe beſteht aus einer Förderſtrecke, welche gewöhnlich unten liegt und aus einer Wetterſtrecke, welche an dem oberen Ortsſtoß geführt wird. Zwiſchen beiden wird ein wetterdichter Verſatz von Bergen und kleinen Kohlen gemacht, theils der Wetterführung wegen, theils um Brüche des Hangenden zu vermeiden. Aus dieſem Grunde bleiben auch zwiſchen den **coistresses**, **montées** und **valées** bedeutende Kohlenpfeiler ſtehen. Dieſe Kohlenpfeiler, welche zuweilen wohl mehr als die Hälfte des abzubauenden Feldes betragen mögen, gehen größtentheils gänzlich verloren.

Bei dem Angriff eines Flötzes ſucht man ſo bald als möglich mit der **valée**, oder dem **gralles** oder **torrets** das Tiefſte zu gewinnen und dann von unten nach oben abzubauen. Iſt dann der Abbau größtentheils vollendet, ſo werden zwar die ſtehen gebliebenen Pfeiler vielfältig durchgehauen, um ſo noch einen Theil der Kohlen zu gewinnen; dies iſt jedoch gegen dasjenige, was ſtehen

bleibt, nur ſehr unbedeutend, vorzüglich wenn man noch die kleinen Kohlen berückſichtigt, welche in dem wetterdichten Verſatz (Staps) verloren gehen.

Der Betrieb ſämmtlicher Strecken auf dem Flötz wird mittelſt Schram- und Kerbhaue und mit der Rivelaine geführt. Namentlich iſt das letzte Inſtrument auf allen Belgiſchen Gruben recht eigentlich zu Hauſe und verdient unſtreitig auf allen niedrigen und ſchmalen Flötzen angewendet zu werden, denn es läßt ſich mit demſelben ein tiefer und ſchmaler Schram führen, wodurch auf ſchmalen Flötzen weſentlich an Stückkohlen gewonnen wird.

Die gewöhnliche Breite der Abbauſtrecken (Coistresses) iſt 10 Meter. Die Breite der Förder- und Wetterſtrecken 2 Meter, des Verſatzes 6 Meter, der zwiſchen zwei Coistresses ſtehen bleibenden Pfeiler (Ser) beträgt 6—12 Meter. Wo man befürchtet, mit altem Bau durchſchlägig zu werden, muß jede Strecke vorgebohrt werden, in der Regel bis 20 Fuß. Dieſes Vorbohren geſchieht in gewöhnlicher Art. Gegenwärtig wird ſehr darauf gehalten, in jeder Strecke, welche eingeſtellt werden ſoll, bis 20 Fuß tief vorzubohren, um künftig, wenn man ſich derſelben ein Mal wieder nähern ſollte, vor einem plötzlichen Durchbruch der angeſpannten Grubenwaſſer geſichert zu ſeyn. Die Gefahr vor ſolchen unterirdiſchen Seen iſt auf den Lütticher Gruben häufig ſo groß, daß faſt keine Strecke, ohne vorher vorzubohren, betrieben wird. Dieſes Vorbohren, welches oft ziemlich koſtbar wird, geſchieht gewöhnlich in der Nachtſchicht und in der Tagesſchicht wird alsdann die Strecke weiter betrieben.

Abbau auf ſtark geneigten Flötzen. In der Umgegend von Lüttich ſind eigentlich nur flach und ganz ſtark geneigte Flötze bekannt. Flötze von mittlerer Neigung ſind ſelten.

Der Abbau auf ſolchen ſtark geneigten Flötzen wird mittelſt flachen Abteufen (Bouxtays) auf dem Fallen des Flötzes geführt. Aus jedem dieſer einzelnen Bouxtays wird eine ſtreichende, breite Abbauſtrecke getrieben, auf deren Sohle ſich die Förderbahn und an deren Firſte ſich die Wetterſtrecke befindet. Die Zeichnung Taf. 18, Fig. 13 gibt eine Vorſtellung von dem Bau auf dem ſtehenden Flötz Houlleux der Grube Marhay. Die Abbauſtrecken **CE** ſind beide kaum 2 Toiſen hoch; ſie werden gleichzeitig mit dem Streb **D**, welcher etwa 6 Toiſen hoch iſt, voran getrieben. Ueber dieſem Streb bleibt bis zum nächſten Abbau ein 4 Toiſen mächtiger Pfeiler **F**, als Bergfeſte ſtehen, welcher ganz verloren geht, obgleich er etwa $\frac{1}{4}$ des abzubauenden Feldes beträgt. Späterhin, wenn etwa Berge vom Querſchlagsbetrieb oder ſonſt woher zu verſetzen ſind, wird zwar noch ein kleiner Theil dieſer Pfeiler durch Abhauen aus den Strecken **C** gewonnen; dies iſt jedoch nur äußerſt unbedeutend. Nach dem Stande des Betriebs auf der Figur iſt nur der Pfeiler

D 4 belegt; die obern Pfeiler ſind bereits abgebaut, der untere ſoll erſt angegriffen werden. Es würde die Wetter zu ſehr ſchwächen, wenn ſie gleichzeitig vor mehrere Strebe geleitet werden ſollten. Man richtet daher nur ſo viel Strecken vor, als zur Förderung nothwendig ſind und von dieſen Strecken werden dann die Wetter durch Ueberhauen auf dem kürzeſten Wege zum Wetterſchacht geführt. Bei dieſer Art des Abbaues werden die Strebe nicht von hinten nach dem Schacht, ſondern umgekehrt von dieſem in das Feld getrieben. Wenn das Flötz nicht mächtig iſt und aus reinem Kohl beſteht, ſo daß es an Verſatz für die Abbauſtrecken C fehlt, ſo wird wohl die Sohle des Flötzes aufgeriſſen, um die zum Verſatz nöthigen Berge zu erhalten. Dies darf jedoch auf ſolchen Punkten, wo ein Flötz widerſinnig fällt und wo das Dach die Sohle der Strecke wird, dann nicht geſchehen, wenn das Dach ſehr flüchtig iſt.

Die Arbeit vor dem Strebe wird in folgender Art geführt. Ein 4 Toiſen hoher Pfeiler bleibt oberhalb des Strebes unberührt ſtehen. Der Streb (Taille) iſt daher, mit Einſchluß der Abbauſtrecken C E, 8 Toiſen hoch. Dieſer Streb iſt in acht Stöße, jeder eine Toiſe hoch, eingetheilt. Jeder Stoß wird mit einem Häuer belegt, welcher in der zwölfſtündigen Schicht 4 Lütticher Fuß voran arbeiten muß. Oberhalb dem Strebe wird die Wetterſtrecke E geführt, die auf ihre Sohle 3 Fuß luftdicht verſetzt wird. Um die zum Verſatz nöthigen Berge hinzuſchaffen, dient ein kleiner Haspel H, welcher, ſo wie der Streb fortrückt, weiter voran gebracht wird. Die Firſte der Förderſtrecke C iſt ebenfalls gut mit Bergen verſetzt. Innerhalb des abgebauten Feldes wird indeß auch hier und dort mit Bergen verſetzt, weil es an denſelben mangelt und oft ſogar kleine Kohlen zum Verſatz genommen werden müſſen. Die Kohlenhäuer werfen die gewonnenen Kohlen hinter ſich und laſſen ſie demnächſt durch die für den Haspel dienende Oeffnung in die Förderſtrecke hinunter fallen.

Wetterführung. Auf Kohlengruben, welche eine ſo anſehnliche Teufe erreicht haben, wie die um Lüttich, iſt die Wetterführung ein ſehr wichtiger Gegenſtand, der auf flachen Flötzen noch viel bedeutender wird, weil ſich dort ſchlagende Wetter entwickeln oder welche, nach dem Lütticher Ausdruck, dem feu à grisou unterworfen ſind. Das Verfahren, deſſen man ſich hierzu in der Umgegend von Lüttich bedient, iſt dem auf allen Niederländiſchen Kohlengruben analog. Als Beiſpiel führen wir die Wetterführung auf dem ſteil fallenden Flötz Houlleux der Grube Marhay (Taf. 18, Fig. 14) an. Durch den ſeigeren Bouxtay A fallen die friſchen Wetter ein*), welche durch den Hauptförderſchacht herbeigeführt wur-

*) Die Fig. 13 ſtellt einen einzelnen Streb (Taille) mit ſeinen acht Stößen vor; die Fig. 14 fünf ſolcher Streben.

den. Dieſe Wetter gehen in der Strecke vor und fallen durch alle fünf **Bouxtais B** hinab, bis auf den tiefſten Punkt. Von da aus gelangen ſie durch die untere Abbauſtrecke **C** vor die erſte **Taille** oder den Streb **D**, gehen längs derſelben hinauf in die Wetterſtrecke **E**, welche oberhalb dem abgebauten und unterhalb dem ſtehenbleibenden Pfeiler **F** angelegt wird und gleichmäßig mit dem Streb fortrückt. Aus dieſer gelangen ſie durch das Ueberhauen **G** in die nächſt obere Abbauſtrecke und ſo zurück bis in die unterſte **C**, aus der ſie durch die oberſte Strecke **E** u. ſ. f. zu einem beſondern Wetterſchacht geleitet werden, auf dem ſich ein 40—60 Fuß hoher Wetterofen befindet. Im Winter iſt der Wetterzug oft ſo ſtark, daß nicht ein Mal geheizt zu werden braucht. Damit die Wetter bis in den unterſten **Bouxtai** gelangen, befinden ſich bei **K** Wetterthüren, welche aus einem Vorhange von dichter Leinwand beſtehen. Zwiſchen dem Ueberhauen **G** und dem **Bouxtai** bleibt ein ohngefähr 4 Toiſen breiter Pfeiler ſtehen. — In der jedesmaligen unterſten Förderſtrecke **C** ziehen die Wetter bis vor Ort. Damit ſie aber vor dem Strebe ſelbſt vorbei gehen müſſen und nicht durch die Oeffnung **O** in die Wetterſtrecke **E** gelangen (Fig. 13), wird über dem Haspel ein Stück Leinwand **L** geſpannt, über welches die Wetter hinweg ziehen und die ſchlagenden Wetter, welche ſich vor Ort entwickeln, hinweg nehmen müſſen. Dieſen Wetterzug zu befördern, dienen auch die hinter den Häuern aufgehäuften Kohlen.

Im Allgemeinen iſt das Verfahren bei der Wetterführung folgendes: Um in dem Wetterſchacht und in dem darüber befindlichen Schornſtein oder Wetterofen einen lebhaften Wetterzug zu erzeugen, wird in dem Wetterſchacht bis dahin, wo der Querſchlag nach dem Hauptſchacht anfängt, oder bis auf die Sohle der **pierçure**, ein großes eiſernes Feuerbecken mit brennenden Steinkohlen an einer eiſernen Kette herabgelaſſen. Durch das Feuer auf dieſem Feuerbecken oder **toc-feu** ſoll die in dem Wetterſchacht befindliche hohe Luftſäule verdünnt und dadurch ein lebhafter Luftſtrom hervorgebracht werden. Je höher die Säule iſt, welche ſich über dem Feuer befindet, deſto lebhafter iſt auch der Luftſtrom. Je wetternöthiger daher eine Grube iſt, deſto höher muß dieſe Luftſäule gemacht und deſto lebhafter muß das Feuer unterhalten und verſtärkt werden.

Die Wetter fallen durch den Hauptförder- oder durch den Waſſerhaltungsſchacht in die Grube ein, müſſen durch die Förder- und Wetterſtrecken der ganzen Grube cirkuliren und ziehen dann wieder durch den Wetterſchacht zu Tage. So ſind z. B. auf Taf. 18, Fig. 12, welche den Bau auf einem flach fallenden Flötz darſtellt, durch Pfeile zwei Wettercirkulationen angegeben. Die erſte derſelben geht von der **chargeage en bure** aus, fällt durch die **vallée** hinunter in den **demi-gralle**, ſteigt alsdann durch die verſchiedenen **Coistres-**

ſes wieder herauf, gelangt in die niveau de bure, von da in die demi-montée, in die montées und dann in den Wetterſchacht, durch welchen die Wetter zu Tage ausziehen. — Der zweite Wetterzug geht ebenfalls von der chargeage en bure aus, durch die niveau de bure, die borgné valée und den torret herab und ſo wieder zurück, nachdem er die verſchiedenen Coistresses durchlaufen hat, in die niveau de bure und von dieſer durch die demi-montées und montées in den Wetterſchacht. Auf dieſen Wegen reißt der Zug der friſchen Wetter das ſich entwickelnde feu grisou mit ſich fort und führt es durch den Wetterſchacht zu Tage. Hierzu iſt aber erforderlich, daß alle Strecken ſehr luftdicht gehalten werden. Um den Wetterzug in die Coistresses und namentlich vor Ort der Arbeit (taille) zu leiten, werden, wie es die doppelten Linien andeuten, häufig Wetterthüren angebracht und zwar meiſtens paarweiſe, damit der Zug bei dem Oeffnen einer Thür nicht unterbrochen wird. Die Leitung des Wetterzuges geſchieht auf flachen und ſtehenden Flötzen nach einerlei Grundſätzen.

In den montées und demi-montées iſt der Wetterzug immer etwas beſchwerlich, denn da die Wetter auf ihrem langen Weg allmälig immer wärmer werden, ſich auch wohl mit ſchlagenden Wettern ſchwängern, ſo iſt es zwar leicht, den Wetterſtrom heraufzuführen, aber deſto ſchwerer wird es auch, ihn wieder hinab zu leiten. Aus dieſem Grunde ſucht man auch, wenn es irgend möglich iſt, den Wetterzug in den Coistresses dergeſtalt zu leiten, daß die Wetter auf der Förderſtrecke vor- und durch die Wetterſtrecke zurückgehen. Da, wo das Flötz keine ſchlagenden Wetter entwickelt, iſt dieſe Vorſichtsmaasregel zwar nicht ſo ſehr nothwendig, wo aber dieſes der Fall iſt, da iſt dieſelbe ſehr zu empfehlen.

In der Umgegend von Lüttich geht der Wetterzug allgemein durch den Wetterſchacht zu Tage und dies iſt auch unſtreitig am zweckmäßigſten. In der Gegend von Mons iſt es auf einigen Gruben wohl gebräuchlich, unter dem Hauptförderſchacht ein Kohlenfeuer anzuzünden und dadurch die Wetter zu nöthigen, zu dieſem Schacht auszuziehen. Die friſchen Wetter fallen dann durch den Wetterſchacht ein und überhaupt iſt auf dieſe Weiſe die Richtung des Wetterzuges der vorigen gerade entgegengeſetzt. Es liegt hierin zwar kein weſentlicher Nachtheil, allein wegen der bedeutenden Dimenſion des Förderſchachtes und des meiſt doch nicht ſehr ſtarken Feuers ziehen die Wetter nicht ſehr lebhaft zu Tage; auch füllen ſich der Förderſchacht und das Füllort ſehr oft mit Kohlenrauch an, welcher die Arbeiter dann ungemein beläſtigt.

Daß durch dieſe Vorkehrungen ein ſehr lebhafter Wetterwechſel erreicht werden kann, beweiſt unter anderen der Bau auf der Grube Plombterie, wo der Wetterzug einen Weg von 3—4 Tauſend Toi-

ſen zurücklegen muß und doch noch ſtark genug iſt, jedes Ort gehörig mit Wettern zu verſorgen.

Ein Herrn John Cockerill in Seraing gehöriges Steinkohlenbergwerk zeichnet ſich durch ſtete Entwicklung von Waſſerſtoffgas aus; man hatte früher, um den Wetterwechſel zu befördern, in einen Wetterſchacht Feuerkübel gehangen, jedoch dadurch bewirkt, daß ſich die an denſelben vorbeiziehenden Wetter daran entzündeten und zu Exploſionen Veranlaſſung gaben. Seit ein Paar Jahren hat Cockerill dieſe Feuerkübel durch einen Wetterofen erſetzen laſſen, welcher, ohne die mindeſte Gefahr zu veranlaſſen, ſeine Dienſte vollkommen verrichtet. Er beſteht aus einem gewöhnlichen Eiſenblechofen von 8 Metres Höhe und 1 Metre 20 Centimetr. Durchmeſſer, welcher mit einer Roſtfeuerung verſehen iſt und beim Rauchabführungsrohr eine Klappe führt. Im Feuerraum iſt der Ofen innen mit Ziegelſteinen ausgeſetzt, durch welche das Glühen des Blechs verhindert wird. Ringsum iſt er wie die Oefen zur Heizung mit erwärmter Luft ummauert und in dieſen hohlen Raum führen zwei Oeffnungen von Wetterſchächten aus, die eine tiefer unten, die andere weiter oben. Seit Errichtung dieſes Ofens hatte ſich die Grube eines ungeſtörten friſchen Wetterzuges zu erfreuen. (**Annales des Mines, 3. Série, Tome XI, p. 159 etc.**)

Auf den Gruben, wo keine ſchlagenden Wetter vorhanden ſind, bedient man ſich gewöhnlicher Oellampen, noch häufiger aber dünner Talglichter. Ob letztere wohlfeiler ſind, wie das Oel oder bequemer im Gebrauch, möchte wohl zu bezweifeln ſeyn. Jedem Arbeiter wird indeß auf die Schicht eine gewiſſe Quantität Lichter gegeben, von denen er einige erſpart und zu Hauſe verbrennt. Dies mag wohl der Grund ſeyn, weshalb die mehrſten Arbeiter lieber Lichter als Oellampen brennen.

Wo aber ſchlagende Wetter vorhanden ſind, bedient man ſich ohne Ausnahme der Davyſchen Sicherheitslampen. Auf manchen Gruben, wo ſich ſolche Wetter beſonders häufig entwickeln, wie namentlich in der Umgegend von Gemappe und Seraing, ſollen die Sicherheitslampen ausſchließlich angewendet werden und die Lichter und Oellampen ſind ganz verboten, welches Verbot aber nicht immer befolgt wird. Außerdem ſucht man aber auf ſolchen Gruben einen beſonders ſtarken Wetterzug zu erzeugen, ihn auch hart an den Arbeitsörtern vorbei zu leiten.

*Förderung.* Ueber die auf den Lütticher Steinkohlengruben üblichen Förderungsmethoden iſt im Allgemeinen wenig zu bemerken. An vielen Punkten findet noch Schlepptrogförderung ſtatt, doch hat man in neuern Zeiten auch angefangen, auf mehren Gruben rollende Förderungsmethoden und eiſerne Schienenwege einzuführen. Der Lüttichſche Förderwagen iſt von einer recht zweckmäßigen Konſtruk-

tion für kleine Förderquanta und ſein Gebrauch iſt ſchon ſehr alt*).

In den **Torrets** und **Bouxtais** findet gewöhnlich Haspelförderung ſtatt. Wenn das zu beſchaffende Förderquantum ſehr bedeutend iſt, ſo bedient man ſich der Vorlegehaspel, an denen oft ſechs bis acht Frauensperſonen angelegt werden, wie es denn überhaupt im Lüttichſchen faſt durchgängig gebräuchlich iſt, das Haspelziehen durch Frauensperſonen verrichten zu laſſen, ein Gebrauch, der bei unterirdiſcher Haspelförderung unmöglich gebilligt werden kann.

In den großen, als Hauptförderſtrecken dienenden **vallées** iſt häufig Pferdeförderung auf eiſernen Schienen oder eine unterirdiſche Göpelförderung vorgerichtet, oder wenn die vallée mit dem Hauptförderſchacht in Verbindung ſteht, ſo wird auch wohl gleichzeitig aus der vallée und dem ſeigeren Schacht, entweder mittelſt einer Förderdampfmaſchine oder mittelſt eines Pferdegöpels gefördert. Dies Verfahren iſt in vielen Fällen ſehr zweckmäßig.

Die Schachtförderung wird noch gegenwärtig auf ſehr vielen Gruben mit Pferdegöpeln betrieben, doch hat in der neueren Zeit die Förderung mittelſt Dampfmaſchinen immer mehr Eingang gefunden und wird ohne Zweifel die Göpelförderung mit der Zeit größtentheils verdrängen. Bei der Dampfmaſchinenförderung bedient man ſich theils der runden, theils der flachen Seile, theils auch eiſerner Ketten und das gewöhnliche Förderquantum überſteigt nicht 2000 Pfunde. Bei der Göpelförderung werden ſehr häufig eiſerne Ketten angewendet. Außerdem zeichnet ſich die Lütticher Göpelförderung aber durch die bedeutende Laſt aus, welche auf ein Mal herauf gewunden wird und die oft mehr als 50 Centner beträgt. Um eine ſolche Laſt heraufzuziehen, werden ſechs bis acht Pferde vorgelegt, welche anfänglich Schritt, dann Trapp und zuletzt oft kurzen Galopp gehen, ſo wie ſich die Laſt allmälig vermindert. Dabei ſteigt aber die Laſt ſelbſt doch nur ſehr langſam in die Höhe; in der Regel nur mit 5—6 Zoll Geſchwindigkeit in der Sekunde.

Wegen des veränderlichen Gewichtes des Seiles oder der Ketten, welches bei den großen Teufen höchſt bedeutend iſt — auf der Grube Marhay beträgt das Gewicht der aus drei andern Ketten zuſammen geſetzten Förderkette (welche oben am ſchwerſten iſt und ſich allmälig nach unten hin verſchwächt), in dem 140 Toiſen (zu 6 Lütticher Fuß) tiefen Hauptförderſchacht, auf die doppelte Länge dieſer Kette oder vielmehr auf die Länge von 283,5 Toiſen 7643½ Pfde.—

*) In dem für den Steinkohlenbergbau wichtigen alten Werke: **Morand**, l'Art d'exploiter les Mines de Charbon de Terre, Paris 1768—1779, Tome 2, Pl. IX, Fig. 3—7 abgebildet.

müſſen entweder Vorrichtungen zum kontrebalanciren angebracht werden oder wo dieſe nicht ſind, werden gegen Ende des Zuges Schleifſchlitten an die Göpel gehängt, um den Pferden zu Hilfe zu kommen. Wo Gegengewichte angebracht ſind, bedient man ſich dieſer Schleifſchlitten nur noch beim Einhängen der anfahrenden Mannſchaft, wobei ſie auch der Sicherheit wegen und um den Pferden zu Ende des Zuges zu Hilfe zu kommen, ſehr nothwendig ſind. Die Methode, die anfahrende Mannſchaft mit dem Göpel einzuhängen und ſelbſt mit der Förderdampfmaſchine, iſt auf den Lütticher Gruben faſt allgemein.

Das beſte Gegengewicht für die veränderliche Laſt des Seiles iſt ein koniſcher Seilkorb oder die **Bobine**, welche für flache Seile angewendet wird. Bei den gewöhnlichen Göpeln laſſen ſich jedoch dieſe Vorrichtungen nicht wohl anbringen. —

Gewöhnlich wendet man diejenige Art von Gegengewicht, welche die Gebrüder Perrier an der von ihnen zu Littry erbauten Dampfmaſchine angebracht haben, bei den meiſten Göpelförderungen an. An dem eigentlichen Seilkorb befindet ſich nämlich noch ein anderer Seilkorb, von halb ſo großem Durchmeſſer oder auch von irgend einem andern Verhältniß. An demſelben wird das kontrebalancirende Seil oder die Kette mittelſt eines aufgewickelten Seils angehängt. Im Anfange der Förderung hängt dieſe ganze Kette frei herab und erleichtert daher die Laſt. Im Fortgange der Förderung aber, wie das aufgewickelte Seil ſich abwickelt, ſinkt ein Glied der Kette nach dem andern in einen dazu im Schachte vorgerichteten Kaſten. Dies dauert bis zur Hälfte des Zuges, wo das aufgewikkelte Seil ſich ganz abgewickelt hat, nun wieder aufgewickelt wird und die kontrebalancirende Kette mit in die Höhe nimmt. Dieſe Art von Gegengewicht iſt ſehr zweckmäßig und auf tiefen Schächten ſehr nothwendig.

Allgemeine Bemerkungen über den Lütticher Steinkohlenbergbau. Aus den vorſtehenden Bemerkungen geht hervor, daß ſich der Lütticher Steinkohlenbergbau durch viele Eigenthümlichkeiten auszeichnet und ungeachtet mancher Unvollkommenheiten, doch auch ſehr zweckmäßige Einrichtungen darbietet. Nicht leicht hat ein Steinkohlenbergbau mit ſo vielen Gefahren zu kämpfen, wie dieſer und es darf ihm daher nicht zum Vorwurf gemacht werden, wenn viele Kohlen in der Grube zurückbleiben und für ewige Zeiten verloren gehen, wie denn wirklich das gewonnene Kohlenquantum höchſtens auf $\frac{2}{3}$ von dem anſtehenden angeſchlagen werden kann.

Die Lütticher Art des Abbaues, in einer bloßen Art von Streckenbetrieb beſtehend, gewährt den weſentlichen Vortheil eines vollkommenen Wetterwechſels und ſichert zugleich gegen Brüche im Hangenden. Ein regelmäßiger Pfeilerabbau wird auf den Lütticher

Gruben nicht geführt, obgleich derſelbe auf mehreren Flötzen wohl ausführbar und lohnend ſeyn möchte. Ueberhaupt kann man dem Lütticher Bergbau den Vorwurf machen, daß er ſchon ſeit längerer Zeit auf ſeiner gegenwärtigen Stufe der Ausbildung ſtehen geblieben iſt und daß es ſehr ſchwer iſt, den Lütticher Bergmann zu Abänderungen in der Art des Betriebes zu vermögen.

Der Lütticher Bergmann iſt ein ſehr geſchickter Arbeiter auf dem Flötz und führt einen ſehr guten und tiefen Schram. Dennoch wird auf die Gewinnung von Stückkohlen wohl nicht alle die erforderliche Sorgfalt verwendet. Namentlich wird nirgends auf Steinkohlengedinge, ſondern nur auf Lachtergedinge gearbeitet und außerdem werden viele kleine Kohlen in dem Verſatz mit vergraben und gehen auf dieſe Art gänzlich verloren.

Vorzüglich befindet ſich aber die Grubenförderung auf den mehrſten Gruben in einer ſehr unvollkommnen Verfaſſung. Dieſelbe iſt ungemein koſtbar und durch das häufige Umladen der Kohlen findet außerdem ein großer Verluſt an Stückkohlen ſtatt. Es iſt jedoch in den neuern Zeiten zur Verbeſſerung derſelben ſehr viel geſchehen, wie denn überhaupt in der ſpätern Zeit den Grubengebäuden mehr Regelmäßigkeit wie früher gegeben worden iſt.

Bei der Teufe der Gruben und der Koſtbarkeit des Baues können die mehrſten Lütticher Steinkohlengruben nur durch das bedeutende Förderquantum beſtehen, welches ſie jährlich abſetzen. Die mehrſten derſelben ſcheinen anſehnliche Ausbeuten zu bauen, ein Beweis, daß der Betrieb mit vieler Sparſamkeit geleitet wird. Beſonders iſt der Holzverbrauch auf den mehrſten Flötzen ſehr gering, theils wegen der Art des Abbaues, theils wegen der geringen Mächtigkeit der Flötze. Eben ſo iſt auch der Verbrauch an Pulver nicht ſehr bedeutend. Dagegen ſcheinen die Waſſerhaltungskoſten oft ſehr anſehnlich zu ſeyn, beſonders in Geſenkbauen, wo mit Handpumpen gebaut wird.

### II. Steinkohlenbergbau bei Charleroi.

Ueber die hieſige Art des Grubenbetriebes möge die hier folgende Beſchreibung einer Farth der Herren v. Oeynhauſen und v. Dechen auf der Kohlenförderung Ronge bei Gilly Auskunft geben.

Der Hauptſchacht iſt rund, hat 7 bis 8 Fuß im Durchmeſſer und ſteht an vielen Stellen in Ziegelmauerung, welche von 1 bis 4 Steine dick iſt. Der Wetterſchacht ſchließt ſich in 20 oder 25 Toiſen Teufe an den Hauptſchacht an und iſt durch eine Mauer von demſelben getrennt; er iſt 5 und 6 Fuß im Lichten weit und geht bis zur Schachtsſohle nieder. Sowohl in dem oberen Theil des Wetterſchachtes hängt ein Feuerkorb an einer Kette, welche durch

einen Handgöpel auf- und abgewunden werden kann, als auch auf der Schachtsſohle brennt auf einem Roſt ein Feuer. In der kleinen Strecke, welche vom Hauptſchacht nach dem ſenkrechten Wetterſchacht führt, iſt in erſterem eine Thür, um die Strecke reinigen zu können. Der Wetterofen über dem Schacht iſt höchſtens 30 Fuß hoch. Der Hauptſchacht iſt jetzt 100 Toiſen tief; früher hatte er 126 Toiſen Teufe; die letzten 26 Toiſen mußten aber wegen Berechtigungsverhältniſſen wieder zugefüllt werden. In 64 Toiſen Teufe hat er ein Flötz (Coquelet) durchſchnitten, welches 3 Fuß mächtig, aber ſehr viele Berge führt und nicht ſonderlich iſt. Ueber dieſem Flötz liegt das Flötz Ronge, welches 3 Fuß mächtig und durch ein 4 Zoll ſtarkes Bergmittel in zwei Bänke getheilt iſt.

Das Flötz Coquelet wird auf einem ſogen. reinen Rechten gebaut, der, wie alle, gegen Süden einfällt. Dieſer Rechte iſt durch einen nach Süden getriebenen Querſchlag gelöſt und darauf eine Strecke nach Oſten getrieben, welche auch ſchon die Muldennaht und den in derſelben anſtoßenden Platten erreicht hatte. Auf dieſer Naht ſtieg jetzt die Strecke an; ſie ſoll nach der erhaltenen Angabe 15 Gr. gegen Weſten einfallen. Der Rechte iſt nur 6 Toiſen hoch und ward mit einem Male fortgenommen. Das Ort war in vier Etagen getheilt. Die Förderſtrecke wurde unten gehalten; ſie mochte etwa 40—45 Zoll hoch ſeyn. Der größte Theil der Berge wurde zwiſchen dieſer Strecke und dem obern Stoße verſetzt, an dem die Wetterſtrecke in gleicher Höhe wie die Förderſtrecke geführt wurde. Die Wetter ziehen auf dem Förderſchacht ein, in der Förderſtrecke vor, bis vor Ort, an dieſem in die Höhe und durch die Wetterſtrecke wieder zurück nach dem Wetterſchacht. Der Ortsſtoß war ganz ſeiger; der Schram ſtand in der Mitte des Flötzes in einem Schramſtreifen. Vor Ort ſoll nur ein Häuer nach dem andern arbeiten und zwar fängt der untere an zu ſchrämen, dann der zweite, dritte und endlich der vierte, alsdann wird das Kohl hereingeſchlagen. Bei dem ganz ſeigeren Orte würden ſonſt dem unteren Arbeiter alle Schramberge auf den Kopf fallen. Während der Eine ſchrämt, verſetzen die Andern Berge, zimmern u. ſ. f. Jeder Arbeiter verſetzt die in ſeiner Etage fallenden Berge.

Auf dem platten Flügel von la Ronge, der querſchlägig in der Schachtsſohle angefahren iſt, hat man eine ſchwebende Strecke, etwa 12—15 Toiſen hoch, aufgehauen und hier angefangen, eine Strecke gegen Oſten zu treiben. Das Ort war 7 Toiſen hoch und mit drei Mann belegt, welche für 3 Fuß Länge und $2\frac{1}{2}$ Toiſe daſſelbe Tagelohn erhalten, wie das oben erwähnte. Das Fallen des ganzen Flügels ſoll 22 Grad ſeyn. Vor Ort war es 35 Grad gegen Süden und das Streichen St. 9. Das Ort ſtand ſenkrecht auf die Auffahrungslinie. Die Strecke ward ebenfalls am unteren Stoß gehalten. Die Kohlen wurden mit einem Haspel hinunter

gelaſſen. — Von den Bauen führt ein offener Querſchlag nach dem Kunſtſchacht, in dem man, mit 15 Toiſen hohen Sätzen und Kolben von Meſſing, die Waſſer bis auf den 26 Toiſen unter Tage und von der Sambre herangebrachten Stollen hebt. Der Schacht hatte einen 6 Toiſen tiefen, im Geſtein ausgehauenen Sumpf.

In der Regel ſoll der Bau folgendermaaſen geführt werden: Man durchſchneidet mit einem Schacht einen Rechten und eröffnet eine Strecke gegen Oſt und Weſt. Nach beiden Seiten trifft man den daran ſtoßenden Platten und zwar nach erſterer den darunter und nach dieſer den darüber liegenden. Um das nach Oſten gelegene, höher liegende Stück abzubauen, ſteigt man immer höher und braucht, indem die neue Strecke auf dem alten Mann fortgeht, keine Pfeiler ſtehen zu laſſen. Um den nach Weſten und tiefer liegenden Theil des Rechten abzubauen, teuft man den Schacht weiter ins Liegende ab und treibt einen Querſchlag, von dem aus nun eben ſo verfahren wird, als von dem Punkt aus, wo der Schacht das Flötz erreicht hat. Oder man treibt für jede Strecke einen Querſchlag und geht ſo von Strecke zu Strecke tiefer nieder. Alsdann läßt man aber einen Pfeiler zwiſchen den Strecken ſtehen, welcher an 3—4 Toiſen hoch iſt. Die Strecke ſelbſt nimmt man nach Umſtänden 4—6 Toiſen hoch. Die Platten baut man in der Regel geſetzweiſe, wie im Bardenbergiſchen, ab und macht jedes Geſetz 10 Toiſen hoch. Die Waſſerhaltung geſchieht beinahe immer in ſeigeren Schächten, von dem tiefſten Punkt des Baues aus.

### III. Steinkohlenbergbau bei Mons.

Der Betrieb des Steinkohlenbergbaues in der Umgegend von Mons iſt der bedeutendſte in Belgien.

Man bedient ſich auf dem Flenu (eine Gegend bei Mons) dreier Arten von Schächten, nämlich der Förder-, Fahr- und Waſſerhaltungsſchächte. Die Fahrſchächte dienen zugleich als Wetterſchächte. Förder- und Waſſerhaltungsſchächte werden in einem Zuge ſenkrecht niedergebracht. Da, wo dieſe Schächte das mort terrain durchſinken müſſen, werden dieſelben in waſſerdichte Zimmerung geſetzt oder cuvelirt*).

Der Wetter- und Fahrſchacht wird bis auf das Niveau oder bis da, wo ſich in dem mort terrain die Waſſer einfinden, beſonders niedergebracht. Alsdann aber treibt man einen Querſchlag zu dem Förderſchacht und verlegt ſo lange, bis das Niveau paſſirt iſt,

*) Ganz ähnliche Arbeiten ſind beſchrieben in Bd. II., S. 187 ꝛc. und in Bd. IV., S. 387 ꝛc.

den Fahrſchacht mit in den Förderſchacht, von welchem er nur durch einen waſſerdichten Verſchlag getrennt wird. Der Fahrſchacht heißt alsdann **Rayon** und iſt, eben ſo wie der Förderſchacht, waſſerdicht cuvelirt. Nachdem das Niveau paſſirt iſt, trennt ſich der Fahrſchacht wieder von dem Förderſchacht. Von dem Fahrſchacht geht ein beſonderer Wetterzug zu Tage, auf dem ein Wetterofen erbaut iſt, dergeſtalt, daß die Wetter eben ſo wie in Lüttich aus dem Wetterſchacht zu Tage ausziehen. Auf einigen Schächten findet aber das Umgekehrte ſtatt und dann iſt unter dem Förderſchacht ein großes Feuer angebracht.

Das Durchſinken des **mort terrain** iſt wegen der heftigen Waſſerzuflüſſe oft mit ſehr großen Schwierigkeiten verknüpft. Iſt dies jedoch ein Mal überwunden und das Steinkohlengebirge (**les rocs**) erreicht, ſo findet kein bedeutender Waſſerzudrang mehr ſtatt. Wenn, um einen Schacht durch das Niveau nieder zu bringen, vier Dampfmaſchinen erforderlich waren, ſo ſind nachher zwei oder drei Maſchinen ganz überflüſſig und oft ſind die aus dem Steinkohlengebirge kommenden Waſſerzuflüſſe faſt ganz unbedeutend.

Die Waſſer des **mort terrain** ſollen an mehreren Punkten Salztheile, denen des Meerſalzes ähnlich, enthalten. Das **mort terrain**, welches den größten Theil des Steinkohlengebirges bei Mons bedeckt — ſo große Schwierigkeiten es auch dem Angriffe entgegen ſtellt — gewährt doch wieder in anderer Beziehung einige Vortheile. Es hält nämlich die Tagewaſſer von dem Steinkohlengebirge ab und deshalb führt auch das eigentliche Steinkohlengebirge nur wenig Waſſer. Auf dem Revier **le Couchant** befanden ſich 24 Dampfmaſchinen zur Waſſerhaltung, von denen die größte (auf der Konceſſion **Produit neuve**) einen Dampfcylinder von 63 Lütticher Zoll Durchmeſſer und die kleinſte (auf **grand veine Wasmes**, und eine zweite auf **Hornu**, ſo wie eine dritte auf **les goffins vingt**) einen Dampfcylinder von 42 Zoll Durchmeſſer haben. Der Durchmeſſer der Kolben in den Sätzen beträgt zwiſchen 7 und $12\frac{1}{2}$ Zoll. Die Zahl der Hübe in der Minute iſt zwiſchen 9 und 13 verſchieden und der Hub im Kolbenrohr weicht zwiſchen $5\frac{1}{2}$ und $7\frac{1}{2}$ Fuß ab. — Für die große Ausdehnung, ſo wie für die Wichtigkeit des Reviers und für die bedeutende Teuſe, in welcher der Bau geführt wird, iſt die Anzahl dieſer Maſchinen in der That ſehr geringe. Da, wo Sprünge das Steinkohlengebirge durchſetzen und ſich bis in das **mort terrain** erſtrecken, pflegen in der Regel ſtärkere Waſſerzuflüſſe Statt zu finden. Ueberhaupt muß bei dem Abbau der Flötze darauf geſehen werden, nicht bis in das **mort terrain** durchſchlägig zu werden; weil ſonſt leicht ſtarke Waſſerzuflüſſe in die Grube gezogen werden könnten.

Der Steinkohlenbergbau in der Umgegend von Mons beſchäftigt ſich größtentheils mit der Bearbeitung flach geneigter und nicht-

ſehr mächtiger Kohlenflötze. Der eigentliche Abbau dieſer Flötze bietet daher keine großen Schwierigkeiten dar. Bei der Bebauung der ſtehenden Flügel verfährt man etwa nach denſelben Grundſätzen wie in Lüttich und es bietet ſich daher nichts Bemerkenswerthes dabei dar.

Wenn man ein neues Flötz angreifen oder daſſelbe Flötz in einer tiefern Sohle löſen will, ſo fängt man damit an, einen Hauptförder- und einen Hauptwaſſerhaltungsſchacht abzuteufen, von denen der letztere das Flötz in einer etwas tiefern Sohle trifft. Dieſe beiden Schächte Taf. 18, Fig. 15 ſtehen 16—20 Meter von einander entfernt. Auf dem Flötz angekommen, werden beide durch einen Querſchlag mit einander in Verbindung geſetzt und auf dem Flötze werden zwei Grundſtrecken getrieben, die eine in dem obern Niveau vom Sumpfe (puisard) des Waſſerhaltungsſchachtes und die zweite im Niveau vom Sumpfe des Förderſchachtes. Der Pfeiler, welcher ſich zwiſchen beiden findet, wird, mit Ausnahme der ſtehen bleibenden Schachtpfeiler, verhauen und der Verhau mit Bergen verſetzt, dergeſtalt, daß oben und unten eine offene Strecke bleibt. Die untere dieſer Strecken (ruelette genannt) dient, die Waſſer dem Kunſtſchacht zuzuführen und man ſucht ſie ſo lange als möglich offen zu erhalten. Die obere Strecke hingegen (Coistresse) dient als Förderſtrecke zum Abbau des über derſelben befindlichen Pfeilers. Dieſer Pfeilerabbau beginnt etwa in 14 Meter Entfernung von dem Förderſchacht und beſteht in mehreren, von 3 zu 3 Meter vorſpringenden Streben oder Stößen (gradins) von etwa 2 Meter Höhe. Vor einem ſolchen Strebbau werden 30—36 Arbeiter beſchäftigt, nach der Höhe des abzubauenden Pfeilers. Das verhauene Feld wird mit Bergen verſetzt; es bleiben aber kleine Förderſchächte, ſchwebend oder diagonal, bis zu den Streben (tailles) anſteigend, offen, welche Tiernes oder voies de dessoer und cheminées genannt werden. Durch dieſe kleinen Strecken fahren die Arbeiter vor den Streb und die gewonnenen Kohlen werden durch dieſelben mittelſt Schlepptrögen in die Coistresse und von da unter den Förderſchacht gebracht. Auf dieſe Weiſe wird eine Pfeilerhöhe von 40—80 Meter in Abbau genommen. Die Pfeilerbaue werden in der Regel bis 300 Meter von dem Förderſchacht zu beiden Seiten ausgedehnt und dann, wenn dieſe abgebaut ſind, wird gewöhnlich wieder ein neuer Förderſchacht abgeteuft.

Jeder Arbeiter muß in der Regel täglich einen Raum von 1,6 Meter Länge und 1,3 Meter Tiefe ausſchrämen. Jeder Abſatz des Strebes (gradin) iſt nach ſeiner Höhe mit 1—10 Arbeitern belegt. Je regelmäßiger das Flötz iſt, deſto regelmäßiger kann der Abbau ſeyn und deſto höher pflegt man auch die Abſätze zu machen. Der Abbau wird theils ſtreichend, theils ſchwebend geführt. Die

Zeichnung Taf. 18, Fig. 15 wird dieſe Arten des Abbaues hinreichend deutlich darſtellen, indem ſie an ſich ſehr einfach ſind.

Auch die Wetterführung in dieſen Bauen iſt ſehr einfach und ergibt ſich aus den in der Zeichnung angebrachten Pfeilern, welche die Richtung des Wetterzuges bezeichnen. Regulirt wird der Wetterzug durch die angebrachten Wetterthüren, ſo wie durch Vorhänge von Leinwand, welche in den Strecken aufgeſpannt werden.

Aus einem Förderſchacht werden täglich etwa 108 Cuffaten Kohlen gezogen, jede 500—600 Kilogramme Kohlen enthaltend. Hiernach richtet ſich die Belegung. Die Förderung geſchieht mit kleinen Gefäßen, welche auf Schlitten geſetzt werden und würde noch mancher Vervollkommnung fähig ſeyn. Die Schlepper haben keine Grubenlichter, ſondern in den Förderſtrecken werden Lampen aufgeſtellt.

Wenn das Flötz bis auf diejenige Sohle abgebaut iſt, welche der Waſſerhaltungsſchacht eingebracht hatte, ſo werden die Schächte weiter abgeteuft und das Flötz wird von Neuem durch Querſchläge gelöſt, ſo daß wieder eine Pfeilerhöhe von 60—80 Meter eingebracht wird. Auf dieſe Weiſe werden die Flötze von oben nieder allmälig und ſtufenweiſe von 80 zu 80 Meter flacher Teufe abgebaut. Der Abbau von oben nach unten gewährt weſentliche Vortheile und namentlich auch den, daß die Kohlen nicht abgetrocknet werden, denn auch in der Umgegend von Mons will man die Erfahrung gemacht haben, daß die Kohlen an ihrer Güte leiden, wenn ihnen die auf dem Flötz ruhenden Waſſer entzogen werden.

Die Förderſchächte, welche man allmälig auf dem Streichen des Flötzes niederbringt, werden nicht ganz ſo tief, wie derjenige Förderſchacht, den man gemeinſchaftlich mit dem Hauptwaſſerhaltungsſchacht abteuft. Die aus dem Waſſerhaltungsſchacht auslaufende **Ruelette** nämlich, welche demſelben die Grubenwaſſer zuführt, muß einiges Anſteigen erhalten; außerdem aber findet auch, ſobald dieſelbe nicht mehr unterhalten wird, leicht eine Verſtopfung ſtatt, ſo daß man mit Sicherheit eigentlich nur auf die **Coistresse** rechnen kann, welche mehr Dauerhaftigkeit beſitzt. Die **Ruelette** hat nämlich nur auf einer Seite feſtes Kohl und auf der andern Verſatz (**stappes**), deshalb ſenkt ſich die Firſte auf der einen Seite und bricht zuſammen. Die **Coistresse** aber, ſo wie die **Tiernes**, haben auf beiden Seiten Verſatz und das Dach ſenkt ſich daher gleichmäßig, weshalb ſich dieſe Oerter länger erhalten. Die Hauptwaſſerhaltungs- oder Förderſtrecken werden indeß außerdem noch gut verzimmert und oft ſogar in Mauerung geſetzt.

Die hangenden Flötze werden zuerſt in Bau genommen, ſpäter die liegenden und ſo rückt der Bau allmälig in die Teufe, dergeſtalt, daß mit einem Hauptwaſſerhaltungsſchacht oft eine ſehr an-

ſehnliche Zahl von Flötzen abgebauet oder wenigſtens getrocknet wird.

Nach dem Abbau des Flötzes pflegt zwar das Hangende deſſelben zu Bruche zu gehen; weil aber der Verſatz (les stappes, oder remblais) mit vieler Sorgfalt gemacht wird, ſo finden doch nicht viele Brüche ſtatt.

Die auf dem Comble du nord umgehenden Förderungen haben in der Regel keine eigenen Waſſerhaltungsſchächte, denn da auf dieſem Flügel die Flötze ſchwächer einfallen, ſo würden zu viel Querſchläge nöthig werden, um denſelben die erforderliche Waſſerloſung zu verſchaffen. Man hilft ſich auf einem viel kürzeren Wege, nämlich indem man die Waſſer dem Comble du midi zuſchickt. Zu dem Ende wird auf dem Comble du nord das Flötz erſt dann angegriffen, wenn ſein Comble du midi bereits abgebaut iſt. Man läßt dann die Waſſer durch die Naye auf den Gegenflügel oder durch einen kleinen blinden Schacht auf ein tiefer liegendes abgebautes Flötz abfließen, von welchem ſie zu dem Hauptwaſſerhaltungsſchacht gelangen können.

Der Abbau und die Kohlengewinnung in der Umgegend von Mons können in jeder Hinſicht ſehr zweckmäßig und gut genannt werden. Der Abbau zeichnet ſich vor dem in Lüttich üblichen Verfahren ſehr vortheilhaft aus, wogegen aber auch eingeräumt werden muß, daß der Bergbau in Mons unter viel günſtigeren Verhältniſſen betrieben wird, wie der in Lüttich; daß an erſterem Orte die Lagerung der Flötze viel regelmäßiger, ihre Mächtigkeit beträchtlich geringer und namentlich über den gegenwärtigen Bauen keine ſo gefährlichen Waſſerſäcke (bains d'eau) befindlich ſind. Die Vortheile, welche die in Mons übliche Methode des Abbaues gewährt, ſind vorzüglich folgende:

a) Es bleiben in dem Grubengebäude keine unnöthigen Kohlenpfeiler ſtehen, vielmehr wird das ganze Feld durchaus rein verhauen.

b) Dieſelben Schächte dienen allmälig, ſo wie der Bau mehr in die Teufe rückt, zum Abbau ſämmtlicher Flötze.

c) Die Grubenwaſſer fließen leicht und ſicher zu den Waſſerhaltungsſchächten ab und bleiben nicht in der Grube zurück.

d) Die in einem Niveau befindlichen Flötze werden auf ein Mal in Abbau genommen.

e) Man geht mit guten Verhauen von beträchtlicher Höhe, die gut mit Wettern verſehen ſind und keine Brüche befürchten laſſen, in das Feld.

Weniger zu loben iſt hingegen die Streckenförderung in der Grube, welche in jeder Hinſicht ſehr mangelhaft iſt. Die Schachtförderung dagegen iſt viel zweckmäßiger, wie die um Lüttich. Nur ſelten bedient man ſich hierzu noch der Göpel, meiſtens werden

Dampfmaſchinen theils von älterer, theils aber auch von neuerer Konſtruktion angewendet.

## IV. Steinkohlenbergbau bei Valenciennes.

Generelle Anordnung des Betriebes. Zu Anzin ſind vier verſchiedene Etabliſſements, welche nicht durchſchlägig mit einander ſind. Raismes, welches das nordweſtliche Feld, Bleuſe Borne, welches das nordöſtliche Feld, St. Waaſt, welches das ſüdweſtliche Feld in ſich begreift und endlich das größte Etabliſſement Anzin ſelbſt, welches, ſeiner Wichtigkeit nach, die drei andern bei weitem übertrifft und das ſüdöſtliche Feld einnimmt. Jetzt würde man ſehr gern ſehen, daß in frühern Zeiten ſämmtliche Baue von Anzin nicht zum Durchſchlage mit einander gekommen, ſondern in zwei oder drei getrennten Partien geblieben wären, weil bei den Statt findenden örtlichen Verhältniſſen ſehr viele Uebelſtände damit verbunden ſind. Es darf nur ein Joch in der Cuvelage eines der vielen Schächte brechen oder einer Auswechslung bedürfen, ſo ſteht das ganze Etabliſſement in Gefahr, zu erſaufen und die ſämmtliche Kohlengewinnung muß ſo lange eingeſtellt werden, bis der Schacht wieder hergeſtellt iſt und die Waſſer gedämpft ſind.

Man wird daher auch dieſe vier Etabliſſements getrennt laſſen und nicht zum Durchſchlage bringen. Das Etabliſſement St. Waaſt wird aber nach Weſten hin zu einem der bedeutendſten ſich erheben, weil hier noch ein unverritztes, reiches Feld unter dem Torrent anſteht. Hier werden mit der Zeit noch mehrere abgeſonderte Reviere gebildet werden.

Waſſerleitung. Jedes Etabliſſement hat ſeine beſondere Waſſerhaltung. Mit einem Stollen kann das Kohlengebirge nirgends erreicht werden, ſondern die Löſung deſſelben iſt nur durch Schächte zu bewerkſtelligen. Zur Erleichterung der zur Waſſerhaltung beſtimmten Maſchinen hat man beſonders drei Stollen von dem Scheldekanal in das Kreidegebirge getrieben, auf denen die Pumpen ausgießen, die eine ziemlich verſchiedene Teufe — von 7—12 Lachtern — bei den Kunſtſchächten einbringen.

Es iſt als Grundſatz anerkannt, die Waſſerhaltung immer von den Förderſchächten zu trennen und niemals Waſſerhaltung und Förderung auf einen Schacht zu legen.

Die Waſſerhaltung erfolgt durch ältere und neuere Dampfmaſchinen, unter denen einige von bedeutender Kraft ſind.

In den Kunſtſchächten wendet man Saugepumpen an und hohe Sätze, von 12—15 Lachter Höhe. (Siehe das nächſte Kapitel und Taf. 7).

Jedes der drei kleinern Etabliſſements hat gegenwärtig nur einen einzigen Kunſtſchacht. Das der Bleuſe Borne den Moulin, das

von Raismes einen gleichen Namens und das von St. Waaſt den Longpré. Das vierte, größte Etabliſſement hat im weſtlichen Felde den Kunſtſchacht Tirchont und in einer Entfernung von 900 Lachtern, im öſtlichen Felde, den Kunſtſchacht Beaujardin, auf dem die Hauptwaſſerhaltung liegt.

Die Waſſerhaltung für die Abtrocknung des Torrent befindet ſich auf dem Schacht Bonaire.

Sämmtliche Kunſtſchächte ſind nie anders als ganz ſeiger und werden die Baue von hier aus durch Querſchläge gelöſt. Durch die vielen zuſammenhängenden Baue wird es leicht, große Sümpfe zu erzeugen, welche bei den geringen Waſſerzugängen des Kohlengebirges einen ſehr geregelten Maſchinenbetrieb erlauben. Die Waſſer werden im Kohlengebirge größtentheils von den tiefſten Sohlen gehoben, indem man die Flötze gänzlich verhauet und daher die Waſſer nicht füglich auf oberen Sohlen gehalten werden können, ſondern dem Haupttiefſten zufallen.

Die Löſung der Flötze oder die Ausrichtungsarbeit rückt ſohlenweiſe in die Teufe. Die Sohlen ſind entweder zwiſchen 10 und 14 Lachter oder zwiſchen 20 und 28 Lachter ſeiger von einander entfernt.

In dem erſten Fall werden dadurch auf ſtehenden Flötzen Kohlenhöhen von 14—24 Lachter getrocknet, welche mit einer Förderſohle abgebaut werden; auf flach fallenden Flötzen aber Kohlenhöhen von 26—38 Lachter, welche man ebenfalls in einen Abbau nimmt.

Im zweiten Fall werden aber auf ſtehenden Flötzen Kohlenhöhen von 28—48 Lachter, auf flach fallenden von 52—76 Lachter getrocknet, die man in zwei Sohlen abbaut.

Die Schächte werden bei dieſem ſohlenweiſe erfolgenden Fortſchreiten der Ausrichtungsarbeiten in die Teufe nach Erforderniß abgeteuft und dienen erſt für die hangenderen, dann für die liegenderen Flötze und werden auf dieſe Art ſo lange als nur möglich gebraucht, um die Koſten zurück zu erſtatten, welche ihre Abteufung durch das Kreidengebirge verurſacht hat.

Sind die Schächte endlich ganz nutzlos geworden, ſo erfordert das Abwerfen derſelben ganz beſondere Vorſichtsmaasregeln. Die Offenerhaltung derſelben würde zu nichts dienen und die fortdauernden Reparaturen der Cuvelage würden ungeheure Summen erfordern, weshalb die Zufüllung derſelben nothwendig wird. So weit ſie im Kohlengebirge ſtehen, werden ſie aus den Querſchlägen und von oben nieder mit Bergen zugefüllt, indem man es ſehr gefährlich gefunden hat, dieſelben, wie bei einigen Schächten geſchehen iſt, die man in älteren Gruben zugefüllt hat, nur in einiger Teufe unter der Tourtia zu verbühnen und darauf Berge zu ſtürzen.

Von der Tourtia an bis über den Anfang des Dief hinaus wird der ganze Schacht mit einem waſſerfeſten Mörtel von Kalk, Steinkohlenaſche und Cyndres zugefüllt, welcher mit dem Dief zuſammen eine für die obern Waſſer undurchdringliche Decke bildet. Ueber dieſe Ausfüllung läßt man die obern Waſſer aufgehen und füllt den Reſt des Schachtes mit Bergen zu. Auf dieſe Weiſe hat man das Kohlengebirge wieder, vorzüglich von den über dem Dief ſtehenden Waſſern, abgeſchnitten.

Aus der Einrichtung der Löſung der Flötze geht wohl ſchon hervor, daß man in Anzin nach beſtimmten Grundſätzen einen ſehr regelmäßigen Bau treibt. Daſſelbe läßt ſich auch von der Vorrichtung und dem Abbau der Flötze rühmlichſt ſagen.

Vorrichtung und Abbau. Die geringe Mächtigkeit der Flötze, indem das mächtigſte aller Anziner Flötze kaum die Mächtigkeit von einem halben Lachter überſteigt, begünſtigt außerordentlich den reinen Abbau derſelben, der mit demjenigen ſehr viel Aehnlichkeit hat, welcher in Mons ausgeführt wird. Der Abbau kann im Allgemeinen wohl mit dem Namen des Strebbaues bezeichnet werden, weshalb auch eine eigentliche Vorrichtung nicht Statt findet, ſondern dieſelbe erſt gleichzeitig mit dem Abbau erfolgt.

Von dem Förderſchacht aus wird eine Grundſtrecke (Chasse oder voie de fond) nach beiden Weltgegenden im Flötz auf der beſtimmten Sohle angehauen, (vergl. Taf. 18, Fig. 16 a und b); anfänglich erſt ſchmal, um einen Schachtspfeiler zu erhalten, nach einigen Lachtern Länge aber breit aufgehauen und zwar 10—11 Meters breit. Zu gleicher Zeit wird von derſelben eine Diagonale (voie montante oder bronchage) angeſetzt, deren Anſteigen ſich nach dem Fallen des Flötzes richtet. Auf ſtark geneigten Flügeln beträgt dieſes Anſteigen 15—20 Centimeters auf 1 Meter oder 8 bis 11 Grad. Auf ſchwächer geneigten weniger und nur bis zu 2 Grad. Sobald die Diagonale ſo viel Höhe erreicht hat, daß daraus ein neues Ort (voie de roulage) von 4$\frac{3}{8}$ Lachter Höhe angeſetzt werden kann, ſo geſchieht es und dies Ort geht dann ſtreichend, ſo wie die Grundſtrecke fort. Die Förderſtrecke wird unten gehalten und dicht an dem Bergverſatz der Grundſtrecke. Die Diagonale wird alsdann bis an den alten Mann gebracht und es werden daraus ſo viel Oerter angeſetzt, als es die Feldeshöhe erlaubt. Auf ſtark fallenden Flötzen werden, bei 14—24 Lachter Kohlenhöhe, 3—5 Oerter über einander aufgehauen; auf flach fallenden Flötzen, bei 26 bis 38 Lachter Kohlenhöhe, 6—8 Oerter. Die oberen Oerter ſtehen gegen die untern zurück und zwar jedes in der Regel um 6 Meter oder um 2$\frac{5}{8}$ Lachter.

Die Förderung geht durch die ſtreichenden Strecken und durch die Diagonale bis in die Grundſtrecke und von dieſer bis zum Förderſchacht.

Sobald die Grundſtrecke 80—100 Meter oder 38—48 Lachter vom Schacht aus fortgebracht iſt, wird auf derſelben eine neue Diagonale angehauen und ſobald dieſelbe mit den Förderſtrecken durchſchlägig geworden, werden die Theile derſelben bis zur erſten Diagonale abgeworfen und die ganze Förderung geht durch die zweite Diagonale und durch die Grundſtrecke.

In dieſer Art rückt der Abbau des Flötzes ziemlich gleichmäßig mit dem Betriebe der Grundſtrecke vor und wenn dieſe die Feldesgrenze erreicht hat, ſo iſt auch das ganze Feld beinahe abgebauet. Aus den beiden erſten Diagonalen wird auch das zwiſchen denſelben und dem Schachte liegende Feld durch ſtreichende Strecken abgebauet.

Das oberſte Ort läßt man der Sicherheit wegen mit dem alten Mann nicht ganz zum Durchſchlag kommen, ſondern läßt einen Sicherheitspfeiler ſtehen, deſſen Höhe ſich ganz nach den Umſtänden richtet und ſelten mehr als $1\frac{3}{8}$ Lachter betragen kann.

Weil die über einander liegenden Oerter zuſammenhängen und durch keine Pfeiler getrennt ſind, ſo iſt der Abbau dem Strebbau ganz gleich. Auf dieſe Weiſe dehnen ſich die Baue von den Schächten nach jeder Seite gegen 250 Meter, ſehr ſelten bis 300 Meter oder 120—143 Lachter aus, ſo daß man drei Diagonalen auf jeder Seite des Schachtes erhält.

Dieſe Art des Baues wird ganz gleichförmig auf den flachen Flötzen, wie auf den ſtehenden angewendet. Sie erleidet durch örtliche Verhältniſſe nur ſehr wenige Abänderungen. Iſt das Fallen der Flötze für Diagonalen ganz unanwendbar, ſo geht man zu ſchwebenden Strecken oder zu donnlägigen Schächten über, wodurch man die Kohlen mit Haspel entweder auf die obern Förderſtrecken herauf oder auf die untern Förderſtrecken hinunter fördert.

Die Strecken werden auf einer Breite von nicht $1\frac{1}{4}$ Meter etwa $\frac{1}{2}$ Lachter im Liegenden um ſo viel nachgeriſſen, daß ſie eine Höhe von $\frac{5}{8}$—$\frac{3}{4}$ Lachter erhalten. Dieſelbe Höhe gibt man auch den Diagonalen.

Kohlengewinnung. In der Regel liegen vor jedem Ortsſtoße von 10—11 Meter Höhe zwei Kohlenhäuer, welche denſelben in einer Schicht 1 Meter (beinahe $\frac{1}{2}$ Lachter, genauer $38\frac{1}{4}$ Zoll Preuß.) fortbringen müſſen. Sie müſſen denſelben Ortsſtoß auf dieſer Länge verſchrämen, am obern Stoß abkerben und das Kohl hereinſchlagen. Dabei wird ſehr ſtrenge darauf geſehen, daß die Stöße am Ende der Schicht ganz gerade ſtehen.

Ein Steiger befährt ſogleich nach der Schicht die Arbeit und läßt das Mangelhafte auf Koſten der Häuer verbeſſern. Für dieſes Tagewerk bekommt der Häuer 1 Frank 70 Centimen bis 1 Frank 80 Centimen (14 Sgr. 2 Pf. bis 15 Sgr. Preuß.). Für dasjenige, was derſelbe mehr leiſtet, wird er gerade ſo bezahlt, als

wenn er in einem Längengedinge arbeitete, wo er für 1 Meter den oben angegebenen Satz erhält.

Sehr oft ſollen die Häuer bis 1, 2 Meter (oder 45½ Zoll Preuß.) herausſchlagen und verdienen alsdann 2 Franken 4 Centimen bis 2 Franken 16 Centimen (17—18 Sgr.), wozu ſie bis 12 Stunden arbeiten müſſen. Dabei werden die Zimmerung, Bergverſatz, Vorrichtung der Förderſtrecken von anderen Arbeitern beſorgt.

Das, was der Häuer leiſtet, richtet ſich alſo beſonders nach der Mächtigkeit des reinen Kohls im Flötze. Er gewinnt 5—5½ Quadratmeter (1,13 bis 1,24 Quadratlachter) auf dem Flötze. Hiernach muß der Häuer für einen Zoll der Mächtigkeit des reinen Kohls etwa 3,52—3,87 Preuß. Scheffel aufgelockerte Kohlen oder 352 bis 387 Pfund liefern, welches allerdings ſehr viel erſcheint.

Auf dem 18 Zoll reines Kohl enthaltenden Flötz **grand veine** im St. Charle müßte hiernach ein Häuer 63 Scheffel in der Schicht hauen, welches ſehr genau mit derjenigen Angabe übereinkommt, die aus der geſammten Schachtförderung und der Anzahl der Kohlenhäuer entnommen werden kann.

Bei ungünſtigen Umſtänden, bei ſchwerem Schram, bei ſchmalen Flötzen, auf ſolchen, wo der Kohlenhäuer die Zimmerung mit übernehmen muß, kann allerdings nicht ſo viel geleiſtet werden und es werden alsdann drei Häuer erfordert, um ein Ort von 10 Meter Höhe in der Schicht 1 Meter fort zu treiben. In ſehr ſeltenen Fällen wird ſogar eine Belegung von ſechs Mann zu dieſer Arbeit erfordert.

Die Berge, welche beim Nachreißen der Strecken fallen, werden oberhalb der Strecke verſetzt und ſind ſo hinreichend, daß man beinahe den ganzen verhauenen Raum damit ausſetzen kann, weshalb auch gar keine Brüche im Hangenden der Flötze vorkommen, welche man in Anzin, und auch wohl ganz mit Recht, als ſehr gefährlich fürchtet.

In der Regel führen die Flötze ſelbſt noch einige Berge, welche zur Verſtärkung des Bergverſatzes beitragen.

Auf den niedrigen Flötzen iſt die Zimmerung unbeträchtlich und nur auf Stempel beſchränkt, welche zur Sicherung des Hangenden geſchlagen werden.

Förderung. Die Förderung in den Strecken geſchieht mit deutſchen Wagen. Dieſe Wagen haben gegoſſene eiſerne Räder und ſind in Bezug auf das Umſtürzen der Kohlen in dem Füllort unter dem Förderſchacht ſehr zweckmäßig zu nennen, weil ihre Konſtruktion dieſes Umſtürzen ſehr erleichtert.

In den Strecken gebraucht man gegoſſene eiſerne Schienen, eine Einrichtung, die gewiß ſehr zu loben iſt. Die Schienen ſind ſehr einfach vorgerichtet und namentlich iſt die Legung derſelben ſehr

leicht. Die Stege ſind von Gußeiſen, 20 Zoll lang, an beiden Enden etwas breiter, als in der Mitte und mit zwei kleinen Stiften verſehen, die um ſo viel vor ſtehen, als die Dicke der Schiene beträgt. Dieſe ſind 3 Zoll lang, 3 Zoll breit, $\frac{3}{4}$ Zoll ſtark; der Rand ſteht $1\frac{1}{4}$ Zoll vor. An beiden Enden iſt ein halbkreisförmiger Einſchnitt, der an den Stiften auf dem Stege angelegt wird und dies iſt die einzige Befeſtigung, welche die Schienen haben. Sie ſind ſehr bald gelegt und leicht fortgenommen und in andere Strecken gebracht.

Nach den übereinſtimmenden Angaben der Grubendirektoren muß ein großer Schlepper oder zwei kleine, die einen Wagen ziehen, in der Schicht den Inhalt von 75 Schachtfördergefäßen (auf dem Schachte Moulin ſogar von 80 Gefäßen) 30 Meter oder $14\frac{1}{4}$ Lachter fortbringen. Nach den in Bd. II., S. 601 ꝛc. mitgetheilten Angaben daſſelbe Quantum, aber nur 20 Meter oder $9\frac{1}{2}$ Lachter weit. Es ſcheint dieſe Verſchiedenheit darin ihren Grund zu haben, daß die Förderung gegenwärtig beſſer eingerichtet iſt, als in der Zeit, wo Hr. *Heron de Villefoſſe* die Notizen über den Anziner Bergbau eingeſammelt hat, indem damals die Streckenfördergefäße nur 1 Hektoliter (etwa 2 Scheffel) enthalten haben, während ſie gegenwärtig $1\frac{1}{2}$ Hektoliter oder ohngefähr 3 Scheffel enthalten, ſo daß alſo bei der gegenwärtigen Größe der Wagen der Schlepper keinen größeren Raum in der Schicht zu durchlaufen hat, um daſſelbe zu leiſten, was er bei den kleineren Wagen thun mußte.

Ein Schachtfördergefäß in Anzin enthält 5—$5\frac{1}{4}$—$5\frac{1}{2}$ Hektoliter Kohlen, welche etwa 1070—1112 Preuß. Pfunde wiegen mögen und zwiſchen 10 und 11 Scheffel ausmachen, ſo daß alſo 75 Schachtsgefäße 750—825 Scheffel, 80 Schachtsgefäße aber 800—880 Schffl. Kohlen enthalten.

Im mittlern Durchſchnitt würde man alſo wohl annehmen können, daß ein Schlepper in der 9—12ſtündigen Schicht auf eine Länge von $14\frac{1}{4}$ Lachter 800 Scheffel oder 267 Wagen vorbringen muß und dabei beladen einen Weg von 3871 Lachter und unbeladen einen gleich großen zu durchlaufen hat, wobei zu bemerken iſt, daß derſelbe weder vor Ort die Gefäße allein zu füllen hat, noch das Umſtürzen unter dem Schacht viel Zeit und Mühe koſtet. In Diagonalen und ſonſt in Strecken, wo die Förderung beſchwerlich iſt, werden ſo viel Schlepper angelegt, als die Erfahrung ergibt, daß erforderlich ſind, um das gewünſchte Förderquantum durch zu ſchaffen.

In den Hauptförderſtrecken findet aber jederzeit Wechſelförderung ſtatt und jeder Schlepper hat einen beſtimmten Theil der Strecken, über welchen er die ganze Förderung laufen muß. Beträgt nun das ganze Förderquantum des Schachtes 75 oder 80 Schachtsfördergefäße und wird daſſelbe durch eine und dieſelbe Hauptförder-

ſtrecke unter den Schacht gebracht, ſo wird jeder Schlepper wirklich das ganze Förderquantum 30 Meter = 14¼ Lachter weit fortſchaffen müſſen und die Anzahl der Förderleute beſtimmt ſich ganz einfach nach der mittlern Entfernung der Streben vom Förderſchachte.

Wird aber dieſes Förderquantum durch zwei Hauptförderſtrecken zum Schachte gebracht, ſo wird jeder Schlepper nur das halbe Förderquantum fortzuſchaffen haben, aber auf eine doppelte Länge oder 29 Lachter weit. Iſt das Förderquantum größer und beträgt, wie auf dem Schacht St. Charle, 120 Schachtsfördergefäße oder 1200 Scheffel und kommt von beiden Seiten des Schachtes, ſo hat jeder Schl pper 60 Schachtsfördergefäße 19⅓ Lachter weit fortzubringen.

Nimmt man an, daß die Entfernung der Streben vom Schachte 200 Lachter beträgt, das Förderquantum 800 Scheffel, ſo ergibt ſich, daß vierzehn Schlepper erforderlich ſind, um daſſelbe unter den Schacht zu bringen.

Um dieſen Effekt mit dem, welchen die Schlepper an andern Orten leiſten, zu vergleichen, mag Folgendes dienen. Im Märkiſchen Bergamtsbezirk wird ein Schlepper auf eiſernen Schienen mit einem Zehnſcheffelwagen, in einer Schicht von 7 Arbeitsſtunden, auf eine Länge von 200 Lachter, 90 Scheffel vorbringen, wenn er dieſelben einladen muß. Um 800 Scheffel 200 Lachter weit fortzuſchaffen, würden daher nur neun Schlepper erforderlich ſeyn, alſo bedeutend weniger als zu Anzin.

Auf dem Schachte St. Charle bekommt der Schlepper für dieſe Arbeit 1 Franken 40 Centimen; auf dem Schachte Moulin 1 Franken 30 Centimen oder 10 Sgr. 10 Pf. bis 11 Sgr. 8 Pf.

Es betragen alſo die Förderlöhne für 800 Scheffel, auf 200 Lachter weit zu fördern, hiernach 5 Rthlr. 1 Sgr. 8 Pf. bis 5 Rthlr. 13 Sgr. 4 Pf.

In der Vergleichung mit den Unkoſten für ein gleiches Förderquantum, nach den Sätzen im Märkiſchen Bergamtsbezirk, bei einem ohngefähr gleichen Schichtslohnſatz für den Schlepper, betragen die ſämmtlichen Förderkoſten, wobei Zinſen des Anlagekapitals, Unterhaltung des Schienenweges, der Wagen, Wagenſchmiere u. ſ. f. gerechnet, ebenfalls nur 5 Rthlr. 13 Sgr. 8 Pf. und zwar ſind hier die ſämmtlichen Koſten, außer den Löhnen, nur auf ein jährliches Förderquantum von 100,000 Scheffeln vertheilt, während bei einem täglichen Förderquantum von 800 Scheffeln ſie genau genommen auf ein jährliches Quantum von 240,000 Scheffeln vertheilt werden mußten, alſo dann noch etwas geringer ausfallen würden.

Schachtsförderung. Die Schachtförderung iſt in ſofern ganz unabhängig von der Streckenförderung, als ſich in jeder Sohle am Schacht ein Füllort befindet, in welchem die Kohlen aus dem deutſchen Wagen ausgeſtürzt und dann in die Spunden — cylindriſche Schachtfördergefäße — eingeladen werden. Die Förderſchächte

ſind, eben ſo wie die Kunſtſchächte, vollkommen ſeiger, bis auf die Förderquerſchläge und nirgends wendet man hier gebrochene Schächte an, die aus ſeigeren und donnlägigen zuſammengeſetzt ſind. Sie haben nie einen Schachtſcheider, ſind theils quadratiſch, theils rund, jetzt auch achteckig. Innerhalb der Cuvelage iſt noch der Fahrſchacht davon abgeſchlagen.

Zur Schachtförderung gebraucht man nur Dampfmaſchinen und zwar ältere nach dem ſogenannten Perrierſchen Syſtem, welche ohne Balancier eingerichtet und mit einem ſtehenden Seilkorbe verbunden ſind (ſ. Bd. III., S. 79 ꝛc.). Die Dampfmaſchinencylinder haben in der Regel 11 Pariſer Zoll Durchmeſſer und dabei die Kraft von noch nicht völlig zehn Pferden.

Die neueren Maſchinen ſind nach dem Edwardſchen Syſtem gebauet (ſ. Bd. III., S. 92 ꝛc.). Der große Cylinder hat einen Durchmeſſer von 16 Engliſchen Zollen, der kleine von 8 Engliſchen Zollen und die Maſchine die Kraft von zehn Pferden. Dieſe Maſchinen ſind theils mit liegenden koniſchen Seilkörben, theils mit Seilſcheiben (Bobinen) zur Förderung mit flachen Seilen vorgerichtet.

Wetterführung. Auf den öſtlichen Bauen hat man keine ſchlagenden Wetter, nur auf dem Etabliſſement von St. Waaſt und in dem weſtlichen Felde des Hauptetabliſſements von Anzin, auf dem Mouton noir. — Hier iſt alſo auch nur eine größere Vorſicht in der Wetterführung nöthig.

Es wird hier bei jedem Schacht ein beſonderer Wetterſchacht vorgerichtet, der nur zu dieſem Zweck beſtimmt iſt und in Abſicht der Wetterführung wird ganz nach den Regeln verfahren, welche man in ähnlichen Fällen in Mons beobachtet. Durch Wetterthüren (welche auf dem Grubenriß ebenfalls durch doppelte Striche angedeutet ſind) wird der ganze Wetterzug gezwungen, durch die Grundſtrecke bis vor den unterſten Streb zu ziehen, von hier von Streb zu Streb in die Höhe und dann durch die an der obern Feldesgrenze beſonders vorgerichtete Wetterſtrecke (voie d'airage oder maillage) wieder in der Richtung nach dem Schachte zurück zu ziehen, um die Baue auf der andern Seite des Schachtes mit Wettern zu verſorgen, oder auch, um zu dem beſondern Wetterſchacht auszuziehen.

Die Wetterſchächte ſind mit hohen Wetteröfen verbunden. Die Feuerung wird nach Erfordern in größerer oder geringerer Teufe unterhalten, um einen lebhaften Wetterwechſel hervorzubringen.

Auf den Feldern, wo keine ſchlagenden Wetter ſind, wird dieſe Sorgfalt auf Unterhaltung des Wetterwechſels nicht gewendet und bei der großen Menge der in Verbindung ſtehenden Schächte iſt es

leicht, einen ſtarken Wetterwechſel hervorzubringen, weshalb man auch überall gute Wetter vor den Bauen findet.

Die zum Wetterwechſel nöthigen Vorrichtungen beſchränken ſich daher auf die Führung der Wetterſtrecke am obern Streb und dicht unter den Sicherheitspfeilern gegen das abgebaute Feld oder auch unmittelbar am alten Mann.

Fahrung. Die Ueberbringung der Fahrſchächte in den ſeigeren Schächten und beſonders in den Theilen, wo dieſelben waſſerdicht verzimmert (cuvelirt) ſind, geſchieht auf die bereits erwähnte Weiſe. Vom Tage nieder gehen beſondere Fahrſchächte bis nahe auf den Waſſerſtand im Kreidegebirge, ſtehen von hier durch kleine Oerter mit den Fahrſchächten in den cuvelirten Förderſchächten in Verbindung und bleiben ſodann im Kohlengebirge, wo ſie gewöhnlich auf ſtark geneigten Flötzen gelegt ſind und hier als donnlägige Schächte in Kellerhalsmauerung ſtehen. Die Fahrung darin iſt bequem und ſicher, welches bei den bis 200 Lachter tiefen Bauen kein geringfügiger Umſtand für die Arbeiter iſt.

Aeltere Art der Vorrichtung und des Abbaues. Früherhin hat man, beſonders auf ſtehenden Flötzen, um die *Koſten* der Querſchläge in den Hauptſohlen von den Schächten bis zu den Flötzen zu ſparen, ſich begnügt, wenn ein Flötz ein Mal erreicht war, daſſelbe durch kleine, ins Hangende getriebene Querſchläge und daraus abgeteufte blinde Schächte von 5—10 Lachter Teufe weiter in größere Teufe zu verfolgen. Dieſe krüppelhafte Art des Betriebs iſt aber ſchon ſeit lange abgeworfen.

Projektirte Art, den Abbau vorzurichten. Man beabſichtigt, den gegenwärtigen Bau auf den Flötzen gegen einen andern zu vertauſchen, wodurch man der Unannehmlichkeit zu entgehen glaubt, welche bei dem Strebbau dadurch entſteht, daß man kein Feld vorgerichtet hat und bei vorkommenden Sprüngen, Wechſeln und Verdrückungen der Flötze ſehr häufig ſämmtliche Arbeiter gleichzeitig außer Förderung kommen und dadurch die Regelmäßigkeit des ganzen Betriebs leidet.

Man will nämlich vom Schacht aus eine Grundſtrecke auf beiden Seiten ins Feld treiben, welche mit einem 10—11 Meter hohen Streborte verbunden wird, um Bergloſung zu erhalten. Am obern Stoße wird eine Wetterſtrecke geführt, die demnächſt Förderſtrecke für den nächſt oberen Stoß ſeyn wird. In dieſer Art will man die Grundſtrecken bis an die Feldesgrenze treiben und ſich dadurch von der Beſchaffenheit des Flötzes unterrichten.

Alsdann in einer angemeſſenen Entfernung, rückwärts von der Feldesgränze, die erſte Diagonale anſetzen und aus dieſer die Stöße ſo wie jetzt vortreiben, dann die zweite Diagonale und ſo immer

näher an den Schacht hin. Auf dieſe Weiſe wird das Feld im Großen rückwärts nach dem Schacht hin abgebaut, obgleich die einzelnen Stöße immer nach entgegengeſetzter Richtung angegriffen werden.

Dieſer Bau könnte wohl Stoßbau genannt werden, indem derſelbe viel Aehnlichkeit mit der Art des Abbaues hat, welche im Märkiſchen Bergamtsbezirk dieſen Namen führt und welchen wir jetzt beſchreiben wollen.

### Stoßbau in der Grafſchaft Mark*).

Es gibt zweierlei Arten dieſer Abbaumethode ſteil fallender Steinkohlenflötze. Entweder wird nämlich ein 12—15 Lachter hoher Pfeiler mit einer Strecke unterfahren und vorgerichtet und dann der ganze Pfeiler in verſchiedenen Stößen mit einem Male weggebaut oder es wird ein Pfeiler von ganz unbeſtimmter Höhe von unten nach oben durch Stöße, die abwechſelnd vor- und zurückgetrieben werden, weggenommen.

Eine nothwendige Bedingung für jeden Stoßbau iſt die, daß das Flötz eine bedeutende Menge Berge enthalten muß, welche mit zu gewinnen ſind; ganz beſonders gilt dies von der letzteren Art des Stoßbaues. Bei der erſten Art iſt außerdem noch erforderlich, daß das Hangende des Flötzes gut ſey, daß das Flötz nicht über 35 bis höchſtens 45 Grad falle, daß die Erhaltung der Stückkohlen keinen ſehr großen Werth habe und daß ſich die Kohlen leicht von den Bergen abſondern und rein erhalten laſſen. Man ſieht hieraus, wie ſehr vielen Nebenbedingungen die Anwendung dieſer Art der Vorrichtung und des Abbaues unterworfen iſt.

Erſte Art des Stoßbaues (Fig. 17, Taf. 18). Bei der Vorrichtung der erſten Art des Stoßbaues wird der abzubauende Pfeiler mit einer Grundſtrecke unterfahren, welche entweder von einem Schacht oder von einem Querſchlag aus angeſetzt iſt. Sobald dieſe Strecke die Grenze erreicht hat, von welcher der Abbau beginnen ſoll, wird ein Ueberhauen aufgehauen und aus demſelben Stöße von 1—2 Lachter Höhe ſtreichend nach rückwärts angeſetzt. Die Zahl dieſer Stöße richtet ſich nach der Höhe des Pfeilers und der untere Stoß muß dem obern immer 1½—2 Lachter vorangehen. Die bei dem Betrieb der Förderſtrecke fallenden Berge müſſen entweder anderweitig verſetzt oder gefördert werden, weil auf dem Abbaupunkt noch kein Raum für dieſelben vorhanden iſt. Die Berge

*) Aus einer Abhandlung der Herren v. Oeynhauſen und v. Dechen in Karſtens Archiv, 1. Reihe, Bd. 7, S. 411 ꝛc.

von den darüber liegenden Stößen finden dagegen hinreichenden Raum in den durch den Abbau entſtehenden offnen Räumen. — Das Hangende des Flötzes muß ſo gut ſeyn, daß man leicht einen Raum von 40—50 Quadratlachter offen erhalten kann, welches nöthig iſt, um einen Zugang zu den obern Stößen zu behalten, die Kohlen hinunter bringen zu können und die Arbeiter zu ſichern. Das angemeſſenſte Fallen iſt zwiſchen 20 und 30 Grad, weil die Arbeiter dann ſchon mehr auf dem Liegenden arbeiten können und die Kohlen durch das Hinunterrollen nicht zu ſehr leiden, auch nicht bei jedem Stoße durch vorgelegte Breter und Faſchinen aufgehalten werden; endlich, weil die verſtürzten Berge — und dies iſt die Hauptſache, wenn ſie, wie es kaum möglich iſt, nicht den ganzen Raum erfüllen, mehr auf dem Liegenden ruhen, als auf den unterſchlagenen Stempeln und den darauf gelegten Faſchinen. Bei ſtärkerer Neigung hingegen üben die Berge einen ſtarken und höchſt gefährlichen Druck aus. Die Schwierigkeiten des Stoßbaues nehmen mit der Neigung des Flötzes immer mehr zu und in eben dem Verhältniß die Vortheile deſſelben ab.

Bei dieſem Stoßbau werden die Kohlen entweder *frei von* jedem Stoße heruntergelaſſen, bis auf die Förderſtrecke und hier eingeladen und zwar unmittelbar, ohne Aufenthalt oder ſie werden von dem obern Stoß auf die Breter und Faſchinen, worauf der nächſtfolgende Arbeiter ſteht, gelaſſen und kommen ſo in einer etwas diagonalen Linie alle zuſammen auf einem Punkt in der Förderſtrecke an. Dies letztere Verfahren iſt zweckmäßiger und ſicherer für die Arbeiter. Ehe die Kohlen von jedem Stoß hinunter gelaſſen werden, muß der Häuer ſie möglichſt von Bergen reinigen und die letzteren hinter ſich verſtürzen; auch muß der Schlepper beim Einladen darauf ſehen, nur reine Kohlen zu nehmen und die Berge auszuhalten.

Eine Hauptregel bei dieſer Art des Stoßbaues iſt: nicht mehr als ſechs, höchſtens acht Stöße über einander zu nehmen und den untern Stoß 1, höchſtens 2 Lachter dem nächſt obern vorangehen zu laſſen. Hierbei wird die Sicherheit der Arbeiter am wenigſten gefährdet, das rückwärts Verſetzen der Berge und das Reinigen der Kohle erleichtert und es braucht nur ein möglichſt kleiner Flächenraum offen erhalten zu werden. Dieſe Art des Stoßbaues erfordert nur wenig Förderſohlen und Förderpunkte und liefert auf einer Sohle ein ſtarkes Förderquantum. Bei ſehr ſtark geneigten, faſt ſtehenden Flötzen muß die Anzahl der Stöße bedeutend vermindert werden. Im Märkiſchen ſind zwei Stöße über der Förderſtrecke oft das Maximum und überhaupt werden in ſolchen Fällen die Vortheile dieſer Methode ſehr vermindert. Der weſentlichſte Nachtheil derſelben beſteht indeß in der unvermeidlichen Zerkleinerung der

Kohlen und hierin ſteht ſie der andern Art des Stoßbaues weit nach.

Zweite Art des Stoßbaues (Fig. 18). In mancher Rückſicht findet ſie eine allgemeinere, in anderer eine beſchränktere Anwendung als die erſte Art. Die Größe des Neigungswinkels entſcheidet bei ihr faſt gar nichts, nur darf derſelbe nicht kleiner ſeyn wie höchſtens 30 Grad. Dagegen ſind zureichende Berge zum Verſatz nothwendige Bedingung, auch läßt ſich dieſe Art des Stoßbaues faſt nur mit Rolloch- oder donnlägiger Schachtförderung verbinden. Auf Flötzen, die bei bedeutender Mächtigkeit ſehr ſtarke Bergmittel führen und zugleich ein ſchlechtes Hangendes haben, iſt ſie beinahe die einzige Art, einen reinen Abbau zu bewirken. Im Vergleich mit dem Pfeilerbau iſt dieſe Art des Stoßbaues diejenige, bei welcher der geringſte Raum auf dem Flötz offen erhalten zu werden braucht; auch kann faſt bei keiner andern Art der Gewinnung die Förderung den Gewinnungspunkten ſtets ſo nahe gebracht werden. Gleich anwendbar iſt aber auch dieſe Art des Stoßbaues auf ſchmalen, ſtehenden Flötzen, die hinreichend Bergmittel mit ſich führen und deren Hangendes gut oder ſchlecht iſt.

Um dieſe Art des Stoßbaues vorzurichten, wird von dem donnlägigen Schacht oder von dem Rolloch aus der abzubauende Pfeiler mit einer Strecke unterfahren, die bis zur Grenze des Abbaues gebracht wird. Hierbei muß natürlich Bergförderung Statt finden, um für die Förderung hinreichenden Raum zu erhalten. Dieſe Strecke oder dieſer Stoß wird 2—3 Lachter hoch genommen und demnach bleibt nur eine Förderſtrecke von ¾ Lachter Höhe offen, alles Uebrige wird mit Bergen verſetzt. Sobald die Grenze erreicht iſt, greift man den nächſten Stoß ebenfalls mit 1½—2 Lachter Höhe an und hat nun Raum genug, um alle Berge in dem vorhin aufgefahrnen Stoß zu verſetzen, welcher dadurch nach und nach ganz verſtürzt wird.

Man fährt daher zuerſt von dem Schacht oder von dem Rolloch ins Feld und demnächſt wieder zu demſelben zurück. Wenn der Stoß wieder bis in die Nähe des Schachtes oder des Rollochs gebracht iſt, ſo ſetzt man eine Mauer oder ſtellt den Stoß wenigſtens ein, um dadurch einen Sicherheitspfeiler für den Schacht zu erhalten. Demnächſt greift man aus dem Schacht oder Rolloch das darüber liegende Feld mit einem neuen Stoß auf gleiche Art an, wobei in dem vorigen Stoß die Berge verſetzt werden, wodurch man eine offene Förderſtrecke erhält. Auf dieſe Art die Stöße abwechſelnd vor- und zurücktreibend, baut man von unten nach oben den ganzen vorgerichteten Pfeiler ab, welches gleichzeitig nach beiden Weltgegenden vom Schacht oder vom Rolloch aus geſchehen kann.

Die Kohlen brauchen hier niemals hoch geſtürzt zu werden; man verliert keinen Vortheil des Pfeilerbaues, ohne ſeine Nachtheile zu haben, braucht die Berge nicht weit zu verſetzen, bedarf keiner Holzeinwechſelung, keiner koſtbaren Zimmerung und hat eine bequeme Gewinnung. Dieſe Vortheile ſprechen ſehr für dieſe Abbaumethode. Indeß iſt ſie nur wenig anwendbar, weil nur wenig Flötze eine hinreichende Menge Berge beim Abbau geben, welches in anderer Rückſicht nicht als ein Nachtheil zu betrachten iſt.

Digitized by Google

## Siebentes Kapitel.

### Von der Förderung und Waſſerhaltung bei verſchiedenen Steinkohlenbergwerken.

---

**I. Förderung in den Steinkohlengruben zu St. Etienne und Rive-de-Gier im franzöſiſchen Loire-Departement *).**

Die Gruben des Bezirks von St. Etienne bieten hinſichtlich der Förderung eine ſehr große Verſchiedenheit dar. Man wendet die Kräfte von Menſchen, Pferden, Ochſen, Maulthieren, Eſeln und Dampf an. Die Förderbahnen ſind entweder die Streckenſohlen oder verſchiedene Arten von Eiſen-, Holz- und Steinbahnen. — Wir machen hier zuvörderſt einige Bemerkungen über die Förderung mit Pferden.

Man benutzt im Innern der Steinkohlenbergwerke der Loire ohngefähr 250 Pferde. Kleine Pferde ſind am zweckmäßigſten, da ſie weniger koſten, eben ſo viel und auch wohl mehr leiſten als große, weniger durch die Wärme und die ſchlechten Wetter leiden und endlich faſt überall da fortkommen können, wo der Menſch fortkommt. Die großen und ſchweren Pferde ſind dagegen zweckmäßig, wenn die Förderung wegen des ſtarken Abhanges oder der ſchlechten Beſchaffenheit der Strecken ſehr ſchwierig iſt und außerdem die Fördergefäße einen beſtimmten Inhalt haben; endlich auch, wenn man, wie wir weiter unten ſehen werden, das Gewicht der Pferde benutzen will, um die Körbe wieder hinauf zu ziehen.

---

*) Auszugsweiſe aus einer Abhandlung des Bergingenieurs Gervoy in den Annales des Mines, 1836, 6 eme livr. 107 etc.

Die Thiere werden auf folgende Weiſe in die Grube gebracht: Man umgibt das Pferd mit einem Netz von Seilen, ſo daß es auf der Crouppe ſitzt, wenn das Netz an das Förderſeil angehängt wird. Nachdem man dem Thiere die Augen verbunden hat, befeſtigt man um jeden Fuß einen ledernen Riemen, der mit einem eiſernen Ringe verſehen iſt. Durch dieſe vier Ringe zieht man ein Seil und indem man daſſelbe an- und die Beine zuſammenzieht, wirft man das Pferd auf ein Strohlager. Das Seil wird darauf mit den Hauptſeilen des Netzes verbunden und eben ſo der Kopf und man hängt nun das Ganze an das Treibſeil und läßt das Pferd in den Schacht hinab. Iſt es erforderlich, ſo zieht man es auf gleiche Weiſe wieder in die Höhe, welches jedoch aber nur dann geſchieht, wenn es die Geſundheit der Thiere erfordert.

Die Ställe ſind in der Nähe der Schächte und neben den Wetterſtrecken. Die Pferde dauern mehrere Jahre in der Grube und werden faſt immer dicker und ſchöner; nur ihre Augen werden geſchwächt und ſie ſind weit mehr der Rotzkrankheit unterworfen, beſonders wenn ſie oft einem plötzlichen Temperaturwechſel ausgeſetzt ſind. Die Feuchtigkeit des Bodens veranlaßt ein Schwären der Füße, weshalb es gut iſt, die Ställe mit Breterfußböden zu verſehen. — Die Thiere zeigen zuweilen in der Grube eine merkwürdige Intelligenz und Gelehrigkeit; viele von ihnen ſind blind und verrichten dennoch ihre Arbeit, ohne daß ſie mit der Hand gelenkt zu werden brauchen.

Wenn die ſchwebenden Strecken unter einem ſtärkern Winkel als 13° fallen, jedoch derſelbe 40° nicht überſteigt, ſo wird das Pferd mittelſt eines Seiles, welches über eine am oberſten Punkte der Strecke angebrachte Seilſcheibe geht, mit den Fördergefäßen verbunden. Indem nun das Pferd auf der ſchwebenden Strecke herabgeht, zieht es die beladenen Fördergefäße hinauf und die leeren, welche unmittelbar hinter ihm mit demſelben Seil verbunden ſind, herab. Es geht darauf leer hinauf und indem das Pferd durch ſein Gewicht wirkt, wird es durch eine Belaſtung aufwärts nicht zu ſehr angeſtrengt. Man hat gefunden, daß auf dieſe Weiſe ein Pferd auf einer unter 30—40° fallenden Förderbahn eben ſo viel leiſtet, als drei Pferde, welche dieſelbe belaſtet hinauf gehen und faſt eben ſo viel, als wenn es ſich auf einer Ebene bewegte. So erhebt auf der Grube Grande-Croix, auf einer ſehr warmen ſchwebenden Strecke von 50 Meter (160 Fuß) Länge und von 40° Fallen, ein Pferd in der Stunde 90 Fördergefäße, jedes mit einem Gewicht von 200 Kilogr. beladen, welches 577000 Kilogr. auf 1 Meter ſenkrechte Höhe erhoben korreſpondirt.

Bei noch ſtärkerm Fallen der ſchwebenden Strecken oder flachen Schächte wirken die Pferde mittelſt eines Göpels, der gewöhnlich neben der Strecke oder dem Schacht ſteht und deren Sohle oder

Liegendes gewöhnlich mit Schienen belegt iſt. Iſt die Strecke breit genug, ſo gehen die leeren Fördergefäße abwärts, während die beladenen aufwärts gehen; iſt dies aber nicht der Fall, ſo folgt eins nach dem andern. Bei den gewöhnlichen Göpeln muß alsdann das Pferd beim Niedergange der Gefäße in entgegengeſetzter Richtung gehen, damit ſich das Seil von der Trommel abwickeln kann und es muß alsdann auch eine Bremſe angewendet werden, damit der Zugbaum das Pferd nicht beſchädigt. In der Grube Ricamarie iſt ein innerer Göpel vorhanden, bei dem jener Nachtheil wegfällt; er iſt in Fig. 19, Taf. 18 abgebildet.

Die gußeiſerne Welle (Spindelbaum), welche die Trommel trägt, kann ſich ohne den Kreuzbaum bewegen. Letzterer iſt mittelſt zweier gußeiſerner und ausgebohrter Muffenſtücke oder Pfannen, wie man aus Fig. 19a deutlich erſieht, welche eine abgedrehte Stelle des Spindelbaums umfaſſen, mit dieſem verbunden, er ruht mittelſt eines Klotzes auf einem hölzernen, an dem Spindelbaum befeſtigten Kranz und kann mit dieſem durch eine Kette verbunden werden. Soll nun das Pferd die gefüllten Fördergefäße aufwärts ziehen, ſo hängt man die Kette an den Kranz und es dreht ſich alsdann die Trommel mit dem Kreuzbaum; ſollen aber dagegen die leeren Gefäße abwärts gehen, ſo hängt man die Kette ab und alsdann drehen ſich die Trommel und der Kranz ohne den Kreuzbaum. Letzterer bildet alsdann die Bremſe und der Fuhrmann kann deſſen Wirkung verſtärken, wenn er darauf drückt. Auf dieſe Weiſe wird der Niedergang der Fördergefäße ſehr ſchnell und leicht bewerkſtelligt.

Beträgt das Fallen der ſchwebenden oder diagonalen Strecken mehr als 15°, ſo gehen die Wagen von ſelbſt abwärts und es braucht alsdann in dieſer Richtung kein Pferd mehr vorgeſpannt zu werden.

In einigen Gruben wendet man auch Ochſen zur Förderung an, die faſt eben ſo viel als die Pferde leiſten, wohlfeiler im Ankauf und in der Erhaltung ſind und eine weit geringere Wartung erfordern. — Auch Maulthiere und Eſel werden hin und wieder angewendet.

*Eiſerne Förderbahnen oder Schienenwege.* Man wendet jetzt in und bei den Steinkohlenbergwerken des Loirebeckens überall gewalzte eiſerne Kanten- oder engliſche Schienen an und hat die früher benutzten gußeiſernen Rinnen- oder deutſchen Schienen abgeworfen. Man unterſcheidet bei jenen aber die auf die flache Seite gelegten und die auf die hohe Kante geſtellten Schienen.

Bei den *Schienenwegen mit flach hingelegten Schienen* ſind dieſe auf Langſchwellen gelegt und mittelſt Holzſchrauben mit verſenkten Köpfen darauf befeſtigt. Dieſe Langſchwellen ruhen wiederum auf Querſchwellen, zuweilen auch auf Steinen. Bei einem Schienenwege dieſer Art in der Grube Mions liegen die

0,13 Meter im Quadrat ſtarken fichtenen Querſchwellen 1 Meter von einander; die eichenen Langſchwellen ſind 0,08 Meter breit und 0,10 Meter hoch. Die Schienen ſind 0,029 Meter breit und 0,009 Meter ſtark; die Holzſchrauben ſind 0,50 Meter von einander entfernt. Die beladenen Förderwagen wiegen etwa 800 Kilogr.; die Spurweite der Bahn beträgt 0,75 Meter. — Das laufende Meter des Schienenwegs koſtete 5,27 Franken.

Dieſe platt liegenden Schienenwege haben große Nachtheile. Die Längenſchwellen verwerfen ſich und zerreißen in der Feuchtigkeit ſehr bald; die Schraubenköpfe werden bald abgeriſſen, die Schienen nutzen ſich an der Seite ſtark ab und auch das Holz wird ſehr bald abgenutzt. In Folge dieſes ſind daher häufige und koſtbare Reparaturen erforderlich. Aus dieſen Gründen erbaut man daher jetzt keine Bahnen dieſer Art mehr.

Schienenwege mit auf die hohe Kante geſtellten Schienen. — Die Bahnen dieſer Art beſtehen aus auf die hohe Kante geſtellten, gewalzten Eiſen, welche in dieſer Stellung durch Einſchnitte in Querſchwellen und mittelſt hölzerner Keile erhalten werden: wie die Fig. 20 und 21, von denen dieſe Auf- und 20a und 21a Grundriſſe ſind, verdeutlichen.

Folgendes ſind die hauptſächlichſten Dimenſionen mehrerer Schienenwege dieſer Art:

| Namen der Gruben. | Entfernung der Querſchwellen von einander. | Dimenſionen der Schienen. | | Gewicht der Schienen auf das laufende Meter. | Gewicht der beladenen Wagen. | Spurweite der Bahn. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | ſenkrecht. | horizontal. | | | |
| Meter. | Meter. | Meter. | Meter. | Kilogr. | Kilogr. | Meter. |
| Jonon . . | 0,65 | 0,059 | 0,013 | 11,32 | 1150 | 0,72 |
| Frontignat | 1,00 | 0,054 | 0,018 | 14,36 | 740 | 0,80 |
| Roche-la-Molière . | 1,00 | 0,068 | 0,011 | 10,82 | 780 | 0,80 |
| Gagne-petit | 0,65 | 0,045 | 0,013 | 8,54 | 660 | 0,65 |
| Charles . . | 1,00 | 0,054 | 0,007 | 5,58 | 500 | 0,80 |

Die der Feuchtigkeit ausgeſetzten Querſchwellen beſtehen aus Eichen- oder Fichtenholz und wenn letzteres grün angewendet wird, ſo widerſteht es ſehr gut. Die Schwellen ſind gewöhnlich 0,1 Met. oder 4 Zoll im Quadrat ſtark.

Die Entfernung der Schwellen von einander hängt hauptſächlich von der Stärke der Schienen ab. Dieſelben widerſtehen in ſenkrechter Richtung mit den in der Tabelle aufgeführten Dimenſionen und Belaſtungen, allein zuweilen biegen ſie ſich horizontal, beſonders wenn mit Pferden gefördert wird und man muß alsdann entweder die Schienen ſtärker machen oder die Schwellen einander nähern. Die Einſchnitte zur Aufnahme der Schienen ſind auf der einen Seite ſchwalbenſchwanzartig und auch nach der einen Seite zu etwas ablaufend geformt, erſteres, um die aus Eichenholz beſtehenden Keile feſter zu halten. — Früher waren die Keile an der äußern Seite der Schienen angebracht und konnten alsdann, ohne die Räder zu hindern, über dem Schwell hervorſtehen; allein durch den Seitendruck des Wagens wurden die Keile bald zerdrückt, weshalb man ſie jetzt an der innern Seite der Schienen anbringt. Man kann daher die Schwellen etwas kürzer oder die Bahn auf engen Strecken etwas breiter machen.

Die Spurkränze der Räder müſſen wenigſtens 0,022—0,025 Meter hoch ſeyn, beſonders wenn die Bahn ſtarke Krümmungen hat, damit der Wagen nicht von den Schienen ablaufen kann. Die Schienen müſſen auch ſtärker ſeyn, als in der obigen Tabelle, indem ihre Dimenſionen 0,070 und 0,015 betragen; die Schwellen liegen 0,065 Met. von einander entfernt und die Einſchnitte in denſelben ſind 0,035 Met. tief. — Eiſenbahnen dieſer Art, auf denen mit Wagen gefördert wird, die beladen etwa 1200 Kilogr. ſchwer ſind, koſten das laufende Meter etwa 7—8 Fr.

Zuweilen findet man auch Bahnen mit quadratiſchen 0,031 Met. ſtarken Schienen, die auf die mit kleinen Einſchnitten verſehenen Querſchwellen geſchraubt ſind. Jedoch haben ſie durchaus keine Vorzüge vor den vorhergehenden.

Zu betrachten iſt nun zuvörderſt die Konſtruktion der Bahnen in den Krümmungen und Wechſeln. — In den etwas ſtarken Krümmungen erleiden die auf die Kante geſtellten Schienen leicht Biegungen, weshalb die Querſchwellen weit näher an einander gelegt werden müſſen. Beide Schienen können in eine Horizontalebene gelegt oder es kann die innere Schiene höchſtens 1 oder 2 Centimeter höher gelegt werden.

Da, wo die Bahn eine Ausweichſtelle hat, d. h. wo ſie doppelt wird, legt man die Querſchwellen ebenfalls an einander, macht ſie ſtärker und auch länger, ſo daß ſie für vier Schienenreihen hinreichend ſind. Fig. 22, Taf. 18 ſtellt die Hälfte von einer ſolchen Ausweichſtelle auf der Grube Roche-la-Molière, wo Menſchenförderung Statt findet, dar; wir beſchreiben daher nur die Wechſel **C** und **D**, indem die andern beiden dieſen ganz gleich ſind.

In **C**, Fig. 23, welche eine ſpezielle Abbildung des Wechſels **C** gibt, iſt die äußere Schiene gegen die äußere Fläche des Ein-

ſchnittes gelegt. Die innere Schiene **DC** iſt von der erſtern durch einen auf den Querſchlag genagelten Keil getrennt und ihr Ende iſt ſo ausgeſchnitten, daß ſie die Schiene **CE** nur unten berührt und daß oben der Spurkranz der Räder durchgehen kann. Das Ganze wird mittelſt eines Keils zwiſchen der Schiene **CD** und der innern Fläche des Einſchnittes erhalten.

Fig. 24 iſt eine ſpezielle Abbildung des Wechſels bei **D.** Auf der einen Seite ſind die beiden Schienen **HD, H'D** mittelſt ihrer abgeſchrägten Enden an einander geſchweißt; es iſt ein Keil zwiſchen dieſelben genagelt und das Ganze wird durch zwei gewöhnliche Keile, welche zwiſchen die beiden Flächen des Einſchnittes und die Schienen getrieben werden, befeſtigt. Auf der andern Seite ſind die Enden der beiden Schienen **DC, DC'**, welche oben umgebogen ſind und unten bis an die Schienen **HD, H'D** treten, wie man aus der Abbildung deutlich erſieht, ganz auf dieſelbe Weiſe, wie dieſe letztern, auf dem Schwell befeſtigt. Alle dieſe Theile des Schienenwegs werden mit größter Sorgfalt über Tage angefertigt und dann erſt in die Grube gebracht und an den gehörigen Punkten hingelegt.

Bei der vorliegenden Ausweichſtelle ſind keine beweglichen Richt- oder Radlenkſchienen erforderlich, indem beide Gleiſen ſymmetriſch ſind und der Wagen von einem Schlepper geſchoben oder gezogen wird, der ihn durch Andrücken an die äußere Schiene leicht in das eine oder das andere Gleis führt. Gewöhnlich wendet man aber bei **C, C'** zwei ſolcher Lenker (Fig. 25 und 25**a**, welche letztere ein Aufriß iſt) an. Dieſelben ſind bei **C** und **C'** um einen in den Schwell getriebenen Nagel beweglich und zuweilen ſind auch beide Lenker ſo mit einer Stange verbunden, daß ſie ſich mit einander bewegen müſſen.

Die Spurweite der Bahnen beträgt, wie wir ſchon weiter oben ſahen, 0,65—0,80 Meter, je nach der Breite der Strecke. In einer 1 Meter weiten Strecke kann man eine 0,72 Met. breite Bahn vorrichten; auf engen Bahnen ſpringen die Räder leichter von den Schienen.

In den meiſten ſchon ältern Gruben iſt man gewöhnlich nicht im Stande, den Förderſtrecken den zweckmäßigſten Fall zu geben, weil man die ſchon vorhandenen benutzen muß. Kann man das Fallen beſtimmen, ſo entſteht die Frage, welches das zweckmäßigſte iſt; z. B. ob es beſſer iſt, ein ſolches Fallen zu wählen, daß die beladenen Wagen von ſelbſt die Bahn abwärts gehen können und nur die leeren empor gezogen werden müſſen, oder ob es zweckmäßiger iſt, den Förderſtrecken ein geringeres Fallen zu geben, ſo daß die bewegende Kraft ſowohl auf- als auch abwärts angewendet werden muß. Unterwirft man dieſe Frage dem Calcül, ſo findet man leicht, daß das Minimum der ganzen Wirkſamkeit demjenigen Fall

correſpondirt, bei welchem die Wagen von ſelbſt herabrollen. Es erfolgt daraus auch eine günſtige Abwechslung für die Wirkſamkeit der bewegenden Kraft, beſonders bei kurzer Entfernung und bei Förderung durch Menſchen, die alsdann auf dem Wagen und ohne zu ermüden, abwärts gelangen können.

Der zweckmäßigſte Abhang der Strecken, um die Wagen von ſelbſt abwärts gehen zu laſſen, iſt ein Centimeter auf 1 Meter oder $\frac{1}{100}$, wobei ein zweimaliges Schmieren der Axen täglich voraus geſetzt wird. Bei großen Eiſenbahnen iſt keine ſo bedeutende Neigung der Rampen erforderlich, um die Wagen von ſelbſt herab gehen zu laſſen, allein bei der Grubenförderung werden die Radaxen minder ſorgfältig geſchmiert und das Verhältniß zwiſchen Axen und Raddurchmeſſer iſt im Allgemeinen größer.

Jedoch hat dieſes Syſtem nicht mehr dieſelben Vortheile, wenn die Förderbahnen lang (z. B. 250 Meter) ſind und wenn ſie ſtarke Krümmungen haben oder wenn die Transporte aus mehreren Wagen beſtehen, weil alsdann beim Herabfahren die Wagen leicht aus dem Gleiſe ſpringen, welches ſehr nachtheilig iſt, beſonders auf engen Strecken und weil das Aufwärtsſchieben der Wagen alsdann zu lange dauern und zu große Anſtrengungen koſten würde. Alsdann würde es zweckmäßiger ſeyn, eine geringere Neigung der Strecken anzunehmen, auf welcher ſowohl beim Auf- als Niedergang gleiche Zugkraft angewendet werden müßte, indem die zum Füllen und Entleeren der Fördergefäße erforderliche Zeit zur Ruhe der fördernden Menſchen oder Thiere hinreichend ſeyn würde. Da das Gewicht der leeren Wagen ohngefähr ein Drittel von dem der gefüllten iſt, die Zugkraft aber etwa $\frac{1}{100}$ beträgt, ſo findet man durch Berechnung, daß die Neigung für einen gleichmäßigen Zug ohngefähr $\frac{1}{2}$ Centimeter auf das Meter oder $\frac{1}{200}$ betragen und welche demnach in dieſem Fall die zweckmäßigſte ſeyn würde.

Die Förderwagen ſind von zweierlei Art, ſolche mit Käſten und ſolche, auf welche die Fördergefäße geſtellt werden.

Die Käſten der erſtern laſſen ſich gewöhnlich leicht entleeren, indem ſie in Zapfen hängen und aufgekippt werden können. Sie ſind 1,2 Met. hoch. Auf niedrigern Strecken wendet man feſte Käſten an und ſtürzt den ganzen Wagen mittelſt zweier Griffe um ein Paar der Räder aus. Wagen dieſer Art, welche 600 Kilogr. Steinkohlen transportiren können, ſind nur 0,83 Meter hoch und werden von Menſchen in nur 1 Meter hohen Strecken geſtoßen. Jedoch ſind dieſe Wagen nur in den wenigen Fällen zum Fördern von Steinkohlen anwendbar, wenn dieſe größtentheils aus kleinen oder Staubkohlen beſtehen; denn da dieſelben nicht bis vor die Abbauörter gelangen und auch eben ſo wenig zum Schacht ausgefördert werden können, ſo müſſen die Kohlen zwei Mal umgeladen werden, wodurch ſie einen großen Theil ihres Werthes verlieren.

Zuweilen nöthigt die geringe Höhe der Förderſtrecken zur Annahme ſolcher Wagen; allein es iſt beſſer, die Koſten des Nachreißens von Sohle und Firſte anzuwenden, um Geſtellwagen, auf welche die Fördergefäße geſtellt werden (Taf. 18, Fig. 26) benutzen zu können. Solche Förderwagen ſind für die Steinkohle am zweckmäßigſten, weil ſie auf dieſe Weiſe, ohne umgeladen zu werden, von den Abbauſtrecken bis zu Tage aus gelangt. Die gewöhnliche Höhe dieſer Geſtellwagen beträgt 0,38 Met., die der Fördergefäße etwa 0,60 Met., ſo daß ſie, jeder mit 4 Kübeln oder an Gewicht mit etwa 600 Kilogr. Kohlen beladen, auf 1,10—1,20 Met. hohen Strecken angewendet werden können.

Die Hauptſchwierigkeit bei der Konſtruktion der Wagen rührt von den ſtarken Krümmungen her, die man verfolgen muß, wenn eine Strecke rechtwinklich auf der andern ſteht. Man iſt ſchon zufrieden, wenn man nur auf den Hauptförderſtrecken gerade Bahnen hat, die an den Punkten, wo andere Strecken rechtwinklich damit zuſammentreffen, mit Drehſcheiben verſehen ſind, ſo wie man ſie bei den großen Eiſenbahnen trifft. Allein dieſe Drehſcheiben unterbrechen die Förderung und erfordern zu ihrer Bewegung das Vorhandenſeyn von einem Arbeiter. Sie ſind daher bei der Grubenförderung unzweckmäßig, indem dabei Langſamkeit und Hemmungen vermieden werden müſſen.

In den Steinkohlengruben der Loire (und auch in andern) überwindet man die Schwierigkeit, welche Krümmungen mit kleinem Halbmeſſer (2—3 Meter) darbieten, durch eine andere Einrichtung der Wagen. Man weiß, daß die Aufgabe darin beſteht, daß in der Krümmung die Räder ſich zu drehen fortfahren und andern Theils, daß die Reibung vermieden wird, die von der Längenverſchiedenheit der beiden Bogen herrührt. Die erſtere Wirkung wird veranlaßt, 1) indem man den Rädern einen hinlänglichen Spielraum läßt; 2) daß man einem jeden von ihnen geſtattet, eine ſenkrechte, zur Schiene tangentale Ebene einzunehmen oder indem ſich die Räder einer ſolchen hinlänglich nähern, ſo daß ihr Mangel an Parallelismus mit den Schienen unmerklich ſey. Außerdem müſſen die Dimenſionen des Rades und ſeines Spurkranzes ſo ſeyn, daß ſich letzterer in der Krümmung drehen kann. Um die zweite Wirkung zu erreichen, iſt das einzige Mittel das, die Räder an vier von einander unabhängigen Axen zu befeſtigen.

Man kann den Zweck auf zweierlei Weiſe erreichen. Bei der einen Art können ſich die Räder, um der Richtung der Schiene zu folgen, um eine ſenkrechte Axe drehen. Zu dem Ende iſt jedes von den Rädern, Fig. 27, von 0,24 Meter Durchmeſſer, wie eine Rolle, mit zwei 0,013 Meter hohen Kränzen verſehen und iſt an eine kleine Axe befeſtigt, die in einer um eine ſenkrechte Axe beweglichen Kappe läuft. Wagen dieſer Art, mit denen ſeit 1833 auf der Grube zu

Frontignac gefördert wird, laufen ſehr leicht in Krümmungen mit Halbmeſſern von 2—3 Metern.

Ein anderes, auf der Grube du Treuil angewendetes Mittel beſteht darin, die beiden Axen, an denen die vier Räder befeſtigt worden ſind, nur 0,4 Meter aus einander zu legen, wodurch man im Stand iſt, ohne alle Schwierigkeiten Krümmungen von 2 Met. Halbmeſſer zu befahren. Auf der Grube Janon endlich wendet man die ſchon lange bei den Preuß. Steinkohlenbergwerken gebräuchlichen Wagen mit vier von einander unabhängigen Axen (Fig. 26 u. 26 a) an. Die beiden Axen eines Räderpaares liegen 0,08 Met. von einander und die Axen beider Paare 0,62 Met. von einander entfernt.

Auf dieſe Weiſe wird die Reibung, welche von der Ungleichheit der beiden zu durchlaufenden Bogen herrührt, möglichſt vermindert. Die Räder haben 0,33 Met. Durchmeſſer und 0,025 Met. hohe Spurkränze. Krümmungen mit 3 Meter Halbmeſſer ſind die ſtärkſten der Förderbahn, denn wenn die Bahnen zweier rechwinklich auf einander ſtehenden Strecken durch eine ähnliche Krümmung mit einander verbunden ſind, ſo braucht man nur die Ecke des Pfeilers 11 Meter weit wegzunehmen. Legt man die Axen näher an einander, als 0,62 Meter, ſo kippen die Wagen, beſonders wenn ſie nicht ganz gleichförmig beladen ſind, zu leicht auf. — In allen Fällen müſſen aber die Räder 0,015—0,020 Met. Spielraum haben, um ſich in den Krümmungen leichter bewegen zu können. Dagegen dürfen die Axen nur 0,005 Met. Spielraum in den Büchſen haben, um nicht den Platz zwiſchen den Rädern und der äußern Seite des Wagengeſtelles zu verlieren.

Die Räder ſind von Gußeiſen (Fig. 28). Die auf großen Eiſenbahnen angewendeten haben ſchalenhart gegoſſene Felgen und ihre Nabe iſt, damit ſie nicht ſo leicht zerſpringen, in drei oder vier Sektoren getheilt. Die kleinen, in Gruben angewendeten Räder werden auf die gewöhnliche Weiſe gegoſſen und ihre Nabe beſteht aus einem einzigen Stück. Vier ſolcher Räder wiegen gewöhnlich 70 Kilogr.; ihr Durchmeſſer wechſelt von 0,27—0,40 Meter. Er iſt durch die Höhe des Wagens und durch die Stärke der Krümmungen begrenzt. Die Breite des Spurkranzes beträgt 0,020 und die Höhe deſſelben 0,025 Meter. Die Form der letztern kann verſchieden ſeyn; die Form a, Fig. 29, leiſtet beim Herausſpringen einen guten Widerſtand, allein wenn das Rad durch einen Stoß gehoben wird, ſo bleibt der Spurkranz leicht auf der Schiene. Die anfänglich auf großen Eiſenbahnen angewendete Form 6 erleichtert das Herausſpringen der Räder aus der Bahn bei einer Seitenbewegung. Dagegen iſt die Form c die zweckmäßigſte, weil ſie ſich, wie die erſtere a, den Seitenſtößen widerſetzt und dem Rad geſtattet, an ſeinen Platz zurückzufallen, wenn die Entfernung nicht zu

bedeutend war. Die Räder ſind ohne den Spurkranz etwa 0,055 Met. breit und die Stärke der Felgen beträgt etwa 0,012 Meter.

Die Axen beſtehen aus Schmiedeeiſen und ſind da, wo ſie die Büchſen aufnehmen, abgedreht. Bei gewöhnlichen Ladungen von 600—1200 Kilogr. dürfen ſie nicht ſchwächer als 0,030—0,040 Met. ſeyn; ſchwächere von ſehr gutem Eiſen zerbrachen.

Die Axe muß ſehr feſt mit dem Rade verbunden werden. Das gewöhnliche Mittel beſteht darin, das Ende in die quadratiſche, etwas pyramidal zulaufende Oeffnung in der Radnabe zu treiben, die Zwiſchenräume mit kleinen Keilen anzufüllen, dann beide Räder mit der Axe auf die Drehbank zu bringen, um jene zu centriren, worauf, wie Fig. 26 zeigt, vor die Naben, auf die mit Gewinden verſehenen Axſchenkel, Muttern geſchraubt werden. Eine andere, der leichtern Centrirung wegen zweckmäßigere Art, die Axen mit den Rädern zu befeſtigen, beſteht darin, in die Radnabe eine cylindriſche Oeffnung zu bohren und in dieſelbe das abgedrehte Ende der Axe zu treiben. Die Befeſtigung der beiden mit einander geſchieht durch einen etwas koniſchen Bolzen **g** (Fig. 28), der durch die Nabe und in die Axe tritt.

Die Pfannen (Fig. 30—33) ſind in der Richtung der Axe 0,035—0,045 Met. breit und beſtehen aus Bronze oder Gußeiſen, welche letztere wohlfeiler und eben ſo gut ſind. Die bronzenen **a** liegen entweder in einer eiſernen Klammer (Fig. 30) oder werden durch eine hölzerne untere Pfanne **b** (Fig. 31), ſo wie durch zwei quadratiſche Bolzen feſtgehalten, welche in Rinnen treten, die an **a** und **b** vorhanden ſind und über deren Enden ein Bügel **e f** greift, gegen den Schraubenmuttern treten. Die gußeiſernen Pfannen für eine einzige Axe ſind mit Lappen verſehen (Fig. 32) und dagegen tritt unten eine hölzerne Pfanne. Zu Janon dient jede gußeiſerne Pfanne (Fig. 33) zur Aufnahme des Halſes von der einen und dem Ende der andern Axe. In allen Fällen müſſen die Büchſen unter den Geſtellbäumen und ſo weit als möglich von ihrem äußern Rand entfernt angebracht werden, um gegen den vom Wagen fallenden Kohlenſtaub geſchützt zu ſeyn.

Das Schmieren geſchieht täglich zwei Mal, indem man den Hals beſtreicht. Geſtellwagen kehrt man um; Wagen, die mit Kaſten verſehen ſind, hebt man nur auf der einen Seite in die Höhe.

Das Geſtell der Geſtellwagen beſteht aus zwei Längenbäumen von 0,08 Met. Breite und 0,16 Stärke, welche mit drei oder vier Querhölzern verbunden und mit zwei oder drei Bretern bedeckt ſind. Zu Janon ſind dieſe Wagen 2,5 Met. lang und 0,65 Met. breit; ſie nehmen jeder vier Fördergefäße auf, von denen jedes 150 Kilogr. Steinkohlen enthält. Man ſtellt ſieben von dieſen Wagen in eine Reihe und verbindet ſie durch eine in der Mitte angebrachte Kette

mit einander, welches zweckmäßiger iſt, als wenn die Verbindung durch zwei Ketten an beiden Seiten erfolgt, indem alsdann der Zug ungleich iſt und die Räder leicht aus der Bahn ſpringen. Das Pferd wird ebenfalls mittelſt einer Kette von der Mitte ab und durch einen Schwengel angeſpannt, an welchem letztern die Stränge befeſtigt ſind.

Die geringe Höhe des Anſpannungspunktes bei den Geſtellwagen iſt oft Veranlaſſung, daß ſie von dem Pferde aus dem Gleiſe gehoben werden, wenn daſſelbe raſch anzieht. Zu Janon vermeidet man dies, indem man dem erſten und dem letzten Wagen die in Fig. 34. dargeſtellte eigenthümliche Form ertheilte. Vorn haben dieſe Wagen nämlich den Querbalken **a**, deſſen Befeſtigung an das Geſtell aus der Figur deutlich wird. Der Anſpannungspunkt **b** liegt in der Mitte und 0,8 Met. über dem Boden.

Da, wo die Bahnen ſtarke Abhänge haben, kann man an den Wagen Bremſen anbringen, die horizontal gegen die Hinterräder drücken. Eine ſolche Bremſe beſteht aus zwei eichenen Klötzen, die an einer eiſernen Querſtange ſitzen, welche ſich in zwei eiſernen, unter dem Wagengeſtell angebrachten Leitungen bewegt. Sie wird mittelſt einer Schraube vor- und rückwärts geſchoben, deren Mutter unter dem erſten Querholz des Wagengeſtelles angebracht iſt und die Kurbel dieſer Schraube kann weggenommen werden, wenn der Wagen die Richtung verändert, damit das Pferd nicht beſchädigt wird. Der hinter dem Wagenzuge befindliche Fuhrmann kann die Bremſe ſehr leicht handhaben.

Ein gewöhnlicher Geſtellwagen mit vier leeren Fördergefäßen wiegt 345 Kilogr., ein anderer mit zwei leeren Gefäßen 340 Kilogr., ein Wagen mit feſtem Kaſten 180 und ein ſolcher mit beweglichem Kaſten 355 Kilogr. Die von dem Gewicht der Wagen herrührenden Verluſte am Nutzeffekt ſind reſpektive 0,37, 0,45, 0,23 und 0,32. Beim Zug beträgt dies Verhältniß ohngefähr 0,25. Der Nutzeffekt der Menſchen und Pferde iſt daher auf Eiſenbahnen in den Gruben folgender:

Zu Roche-la-Molière macht ein Menſch leicht 40 Touren, indem er jedes Mal 600 Kilogr. Kohlen fördert. Die Länge der Förderbahn beträgt 232 Meter und die Neigung derſelben 0,002, welches 5,568 Kilogr. 1 Kilomet. weit transportirt korreſpondirt. — Zu Janon macht ein Pferd von mittlerer Kraft in einer Schicht zwanzig Touren, indem es 7 Geſtellwagen zieht, deren Gefäße 4200 Kilogr. Kohlen enthalten. Die Länge der Förderbahn beträgt 550 Met. und die Neigung derſelben 0,005, welches 46,200 Kilogr. 1 Kilomet. weit transportirt korreſpondirt.

Durch die Pferdeförderung ſind daher die Koſten der Streckenförderung ſehr bedeutend vermindert, vorausgeſetzt, daß die Länge

der Förderbahn und das zu fördernde Steinkohlenquantum bedeutend ſind. Jene muß nicht geringer als 200 Met. ſeyn.

Dennoch erleiden die Eiſenbahnen in der Grube manche nachtheilige Einwirkung, welche ſie minder vortheilhaft, als über Tage machen. Dahin gehören die Unregelmäßigkeit der Lagerung, welche die Neigungen der Strecken plötzlich verändern, die Veränderung der Ladeplätze, das häufige Begegnen der vollen und der leeren Fördergefäße, das Ausſpringen der Wagen aus den Gleiſen, die Schwierigkeit des Auf- und Abladens ꝛc. Da man ferner mit den Eiſenbahnen dem Abbau nicht auf dem Fuße folgen kann, ſo muß man zwiſchen den Oertern und der Förderbahn eine Nebenförderung vorrichten. Oft geht die Eiſenbahn auch nicht bis zum Schacht, indem das Gebirge nicht feſt genug iſt, um große Füllörter anlegen zu können.

Endlich gibt es noch eine andere Urſache, welche die Anlage von Eiſenbahnen verhindert. Wir bemerkten ſchon weiter oben im 5. Kapitel, daß bei ſtarkem Druck des Hangenden und bei ſchlechter Beſchaffenheit des Liegenden dieſes oft in die Höhe bringt, ſo daß nach mehreren Jahren die Strecke ganz ausgefüllt ſeyn kann. Es hat ſich eine ſolche Wirkung in mehreren Gruben bei St. Etienne gezeigt, ſo daß man in einer die Eiſenbahn wieder weg nehmen mußte und im Revier von Rive-de-Gier hat die Beweglichkeit des Liegenden faſt überall die Anlage von Eiſenbahnen gehindert.

Zu dem Ende hat man, wenigſtens um den Nachtheilen etwas zu begegnen, im Jahr 1831 in einem Theil der Gruben der Grande-Croix eine ſchwebende Eiſenbahn vorgerichtet, deren Konſtruktion aus Fig. 1—3, Taf. 19 deutlich wird. Die Schienen ſind gewalzte Flachſtäbe von 0,047 Met. Breite und 0,018 Met. Stärke, die platt, faſt am Rand eines Längenbalkens **a** durch Schrauben mit verſenkten Köpfen befeſtigt worden ſind. Der Balken liegt 1,5 Meter über dem Boden und wird durch Streben **b** getragen, welche mittelſt Schraubenbolzen an den Thürſtöcken der Streckenzimmerung und mittelſt zweier Klammern **c** befeſtigt worden ſind. Alles Holzwerk iſt von Fichtenholz.

Auf der Schiene iſt eine Rolle (Fig. 2) befindlich, die ſich um eine kleine Axe von 0,03 Met. Durchmeſſer dreht, die ſenkrecht umgebogen und an deren Ende ein Haken vorhanden iſt, der mit der Mitte von der Rolle in einer ſenkrechten Ebene liegt. An dieſem Haken iſt ein Fördergefäß aufgehängt, welches etwa 200 Kilogram. Steinkohlen erhält. Man verbindet vier ſolcher Gefäße, von denen jedes an einer Rolle hängt, hinter einander und dieſe werden von einem Pferde gezogen, welches ſich längs des Balkens bewegt. Fig. 3 iſt eine Ausweichſtelle. Die Koſten für das laufende Meter einer ſolchen Bahn belaufen ſich ohne die Thürſtöcke auf 6 Fr.

Ein Pferd zieht auf dieſer Bahn 800 Kilogram. 200 Meter weit und macht 15 Reihen, welches nur 2400 Kilogr. 1 Kilometer weit transportirt gibt.

Obgleich dieſe ſchwebenden Eiſenbahnen da, wo die Streckenſohlen auf die oben angegebene Weiſe beweglich ſind, ganz zweckmäßig angewendet werden können, ſo haben ſie doch manche Nachtheile, da die Fördergefäße ſtets ſchwanken und daher ein großer Theil von dem Nutzeffekt des Pferdes verloren geht und da die Bahnen zu häufiger Reparaturen bedürfen. Ihre Anlage iſt auch nicht wohlfeiler, als die anderer Eiſenbahnen.

Man könnte auch die bewegliche Sohle einer Strecke durch eine feſte Zimmerung, etwa in der Art, wie ſie Fig. 4 zeigt, zu verbeſſern ſuchen, um dann eine liegende Eiſenbahn vorrichten zu können. Die ganze Vorrichtung wird aus der Figur deutlich.

Wir erwähnen auch noch die ſteinerne, in Fig. 5 im Querſchnitt dargeſtellte Förderbahn, die in der Grube Grande-Croix vorhanden iſt. Sie hat eine Länge von 160 Met. und eine Neigung von 14°. Sie beſteht aus zwei Reihen von Steinen (Kohlenſandſtein), die an der innern Seite mit Rändern verſehen ſind. Dieſe Art der Förderbahnen haben durchaus keine Vorzüge, weshalb wir ſie auch nur ganz kurz erwähnen.

## II. Förderbahn von gewalzten Stabeiſenſchienen und Förderwagen auf den Gruben Hoheneich und Guley im Steinkohlenrevier an der Worm bei Aachen*).

Die zu beſchreibende Förderbahn, die mit den weiter oben beſchriebenen und Fig. 20 ꝛc., Taf. 18 abgebildeten in mehreren Punkten übereinſtimmt, zeichnet ſich aus durch Wohlfeilheit der Anlage, verbunden mit Dauerhaftigkeit der Konſtruktion; ſie läßt ſich mit geringen Koſten und ohne Verluſt an Material translociren, erhöht auch nicht die Koſten des Streckenbetriebes in den Gruben und übertrifft rückſichtlich des Effekts der Förderleute auf derſelben die meiſten zeither bei der Kohlenförderung in Anwendung gebrachten Eiſenbahnen.

Die Förderbahn, welche gegenwärtig in mehreren Strecken der Guleygrube und auf Hoheneichgrube in allen Strecken eingerichtet iſt, beſteht

1) aus gewalzten Eiſenſtangen von 12—16 Fuß Länge, 21 Linien Breite, 4 Linien Dicke;
2) aus hölzernen Stegen von 2 Fuß Länge (richtet ſich nach der Spurweite der Wagen), 4 Zoll Breite, 2 Zoll Dicke;

*) Aus Karſtens Archiv, 2. Reihe, Bd. 10, S. 731 ꝛc.

3) aus eiſernen Krampen, wie ſie Fig. 6, Taf. 19 in der wirklichen Größe ergibt;

4) aus gewöhnlichen Nägeln von 1½ Zoll Länge.

Dieſe Stücke bilden, in nachſtehender Art vorbereitet und zuſammengefügt, die Förderbahnen.

Die Eiſenſtangen werden paarweiſe von gleicher Länge kantig abgehauen (die Eiſenhütten liefern nämlich die Stangen nicht von gleicher Länge), dann werden ſie mit Löchern verſehen, um ſie auf die Stege befeſtigen zu können (Fig. 7). Hiebei kommt es darauf an, daß die Löcher von den Enden der Eiſenſtangen nur 2″ 3‴ entfernt gebohrt werden, damit die Stangen auf den Stegen, worauf zwei derſelben zuſammenſtoßen, befeſtigt werden können.

Zwiſchen den Löchern an den Enden der Eiſenſtangen bohrt man in Entfernungen von 30 zu 30 Zollen andere, um die Stangen auf jedem Stege befeſtigen zu können.

Die Stege werden nämlich von Mittel zu Mittel — als die erfahrungsmäßig am zweckmäßigſten befundene Entfernung — 30″ aus einander gelegt; nur muß auch hierbei noch bemerkt werden, daß bei jedem Paar Eiſenſtangen, wenn in der einen Stange das zweite Loch 30″ von dem erſten gebohrt wird, das zweite Loch in der andern Stange nur 26″ von dem erſteren entfernt gebohrt werden darf. Dies iſt deshalb nothwendig, um den Steg von zwei Seiten an die Schienen zu befeſtigen, wodurch das Sinken der Stege nach der einen oder andern langen Seite verhindert wird, was immer nachtheilbringend ſeyn würde, indem die Schiene nach der geſunkenen Seite der Stege hin nicht vollkommen in den Einſchnitten bleiben würde. Alle Schienenlöcher haben 3½—4 Linien Durchmeſſer und werden dem einen Rande der Stege ſo nahe gebracht, daß zwiſchen der Peripherie derſelben und dem Rande der Stange eine Eiſenſtärke von 2 Linien bleibt. Außer dieſen Arbeiten iſt an der Stange nichts zu thun.

Jeder Steg (Fig. 8, a von oben und Fig. 8, b von der Seite) wird mit zwei Einſchnitten von 4 Linien Breite und 7 Linien Tiefe verſehen. Zum Einſchneiden der Stege bedient man ſich einer 4 Fuß langen Stoßſäge, deren Zähne ſo weit geſtellt ſind, daß der damit gemachte Schnitt knapp 4 Linien breit wird. Damit alle Schnitte gleich tief werden, iſt auf jeder Seite des Sägenblattes ein Bret, der Linie der Zahnſpitzen parallel, ſo befeſtigt, daß letztere von den Bretern 7 Linien entfernt ſtehen. Die Säge wird von zwei Arbeitern geführt, weshalb jedes Ende mit einem Handgriff verſehen iſt. Das Einſchneiden der Stege geſchieht auf der Schreinerbank und damit die Schnitte, wodurch die vollkommen gleiche Spurweite der Förderbahn bedingt wird, bei allen Stegen genau gleiche Entfernungen von einander erhalten und mit dem langen Seiten derſelben einen rechten Winkel bilden, bedient man ſich

einer Schablone aus 4zölligem Quadratholz beſtehend, zu beiden Seiten genau rechtwinklich abgeſchnitten und ſo lang, daß die Säge, wenn ſolche zu beiden Enden dicht daran vorbeigeführt wird, zwei Schnitte von der Spurweite der Wagen hervorbringt. Dieſe Schablone wird auf jeden Steg mit dem Bankeiſen auf der Schreinerbank befeſtigt und nun erfolgt das Einſchneiden.

Das Zuſammenfügen der in eben beſchriebener Weiſe vorgerichteten Schienen und Stege zu einer Förderbahn geſchieht in der Grube, wie folgt:

Man legt die Schienen aufrecht ſtehend paarweiſe ſo auf die Sohle, daß die lange Seite derſelben, an welcher die Löcher eingebohrt ſind, nach oben gekehrt iſt, ſodann bringt man die Stege ſo darauf, daß die Löcher frei bleiben, jedoch dicht neben den Stegen ſich befinden, nämlich bei der einen Schiene auf der einen langen Seite und bei der andern Schiene auf der andern langen Seite der Stege, paßt die Schienen in die nach unten gekehrten Einſchnitte der Stege, treibt letztere mit einem Hammer an, bis ſie aufſitzen, ſodann werden die Krampen (Fig. 6) durch die Schienenlöcher geſteckt und an den Stegen feſtgenagelt.

Iſt dies geſchehen, ſo wird das nun fertige Schienenpaar umgekehrt, die Stege werden alsdann gehörig unterlegt und die Endſtange mit Spreitzen feſtgemacht. Bei dem darauf folgenden zu legenden Schienenpaar wird ganz ſo verfahren, wie bei dem erſten, nur wird an die an das erſte Schienenpaar anzuſtoßenden Enden kein Steg gebracht, indem dieſe in die Einſchnitte des Endſtegs des erſten Schienenpaars eingetrieben und hiernächſt mit zwei Krampen befeſtigt werden. Beim Legen jedes nachfolgenden Schienenpaars wird ganz ſo verfahren, wie bei dem zweiten.

Die Zeichnung Fig. 13 ſtellt die fertige Schienenbahn in der obern Anſicht dar. Das laufende Lachter dieſer Bahn koſtet etwa 1½ Thlr. Preuß.

Auf der Grube Guley, wo dieſe Förderbahn zuerſt in einer Abbauſtrecke als Verſuch angewendet wurde und wo ſolche auch bis jetzt nur in Abbauſtrecken und in keiner Hauptförderſtrecke gebraucht worden ſind, befeſtigt man die Schienen nicht, wie es im Vorhergehenden beſchrieben iſt. Dieſelben werden auf dieſer Grube blos in die Stege eingetrieben, die Schienen ſpringen aber auch dort häufig aus den Stegen, wenn letztere nicht mit großer Sorgfalt gelegt ſind. Auch auf der Grube Hoheneich wurden die Schienen bei den erſten Verſuchen nicht mit Krampen befeſtigt; ſehr bald zeigte ſich aber auch der eben erwähnte Uebelſtand und dieſer wurde beſonders in der Hauptförderſtrecke dadurch ſichtbar, daß die Förderung faſt in jeder Schicht ins Stocken gerieth. Es wurde deshalb die im Vorhergehenden beſchriebene Befeſtigungsart angewendet und ſeitdem iſt ein Herausſpringen der Schienen nicht mehr vorgekommen.

Förderwagen. Die Förderwagen, welche auf dieſer Eiſenbahn, auf Guley- ſowohl wie auf Hoheneichgrube, gehen, ſind im Allgemeinen nach dem Muſter der Saarbrücker Förderwagen angefertigt und unterſcheiden ſich nur im Weſentlichen darin, daß bei dieſen die Räder unter dem Kaſten liegen, was hauptſächlich wegen der Schachtförderung — da dieſe Form nur einen kleinen Flächenraum bedarf — gut iſt. Es iſt nämlich Abſicht, ſpäter damit und zwar mit je zwei Wagen neben einander, die Schachtförderung zu bewerkſtelligen. Aber auch für die Streckenförderung iſt dieſe Form zweckmäßig, indem beſonders bei ſtark fallenden ſchwachen Flötzen nur wenig Liegendes nachzureißen iſt, um den Wagen überall durchzubringen.

Auf der Grube Hoheneich wird der Wagen auf dem 2 Fuß mächtigen Flötz Klein-Athwerk mit vielem Vortheil angewendet.

Konſtruktion und Größe der Wagen ſind auf beiden Gruben gleich.

Auf der Taf. 19 iſt:

Fig. 9 die Anſicht des Förderwagens von unten.

Fig. 10 die Anſicht von der Seite.

Fig. 11 die Anſicht von hinten.

Fig. 12 die Anſicht von vorn.

Zur Erläuterung dieſer bildlichen Darſtellungen dürfte noch Folgendes anzuführen ſeyn:

Außer dem Bodenbret, welches 1″ 3‴ dick iſt, haben alle andern am Kaſten befindlichen Breter nur knapp 1″ Stärke. Das Bodenbret iſt 12″ breit und ſo wie alle übrigen Seitenbreter 4′ 3″ lang. Boden und Seitenbreter liegen in drei eiſernen Hauptbändern a von 18 Linien Breite und 4 Linien Dicke und werden durch Schrauben mit dieſen, wie es die Zeichnung ergibt, verbunden.

Die Enden des an der Thür befindlichen Hauptbandes werden vermittelſt einer runden Eiſenſtange b von 8 Linien im Durchmeſſer, deren Enden mit Schraubengewinden verſehen ſind und welche letztere durch die Enden des Hauptbandes gehen, zuſammengehalten. Die Enden des mittleren Hauptbandes ſind nicht mit einander verbunden.

Die Enden des an dem Kopf des Wagens befindlichen Hauptbandes werden durch ein Querband, welches in Fig. 14 in der obern Anſicht dargeſtellt iſt, zuſammengehalten. Dieſes Querband iſt an den Enden mit viereckigen Löchern a verſehen, durch welche die Enden des Hauptbandes geſteckt werden und außer dieſen befinden ſich daran noch zwei Schraubenlöcher. Durch letztere wird vor jedem Kopfband c (Fig. 11), welche zu beiden Enden mit Schraubengewinden verſehen ſind, ein Gewinde geſteckt und dieſe werden alsdann mit Muttern verſehen. Die andern Gewinde der Kopfbän-

der werden durch das Bodenbret und das Hauptband geſteckt und ebenfalls mit Muttern verſehen.

Der Kopf, aus zwei Bretern beſtehend, wovon jedes mit vier Schrauben an die Kopfbänder c befeſtigt und mit einem Handgriff verſehen iſt, wird hierdurch vollkommen feſtgehalten und das eben erwähnte Querband ebenfalls. Das Kopfband c iſt in der Zeichnung Fig. 15 zur vollſtändigen Verdeutlichung beſonders dargeſtellt und zwar bei Fig. 15 $\alpha$ in der Seiten-Anſicht und $\beta$ in der hintern Anſicht.

An der oben erwähnten runden Eiſenſtange b hängt die Thür in zwei Bändern d; ſie beſteht aus zwei Bretern und jedes dieſer letztern iſt mit vier Schrauben an den Bändern befeſtigt. Die Thür wird durch einen an einem Kettchen hängenden Vorſtecker e geſchloſſen und es geht zu dieſem Behufe ein rundes Loch durch das Bodenbret und das vordere Hauptband. Wird der Vorſtecker herausgezogen, ſo öffnet ſich beim Ausſtürzen des Wagens die Thür.

Vorn befinden ſich zu beiden Seiten des Wagens zwei Haken g, an welche beim Bremſen die Seile gehangen werden. Das Bodenbret iſt mit zwei hölzernen Axenlagern h von 21″ Länge, 2″ Dicke und 3″ Breite verſehen; in dieſe ſind die Axen i mit ihrer ganzen Stärke eingelaſſen. Die Axen beſtehen aus kantigem Eiſen von 14‴ Stärke. Die 6″ langen cylindriſchen Spillen derſelben ſind bis zu 13‴ Durchmeſſer abgedreht. Die Axenmittel liegen nur 14″ aus einander, wodurch das Ausſtürzen der Wagen, ſo wie das Durchfahren der Krümmungen in den Förderbahnen und das Einbringen der Wagen in das Geſtänge erleichtert wird, wenn etwa ein Mal der Wagen aus dem Geſtänge ſpringt. Jede Axe hat zwei Schraubenlöcher und jene werden mit ihren Lagern vermittelſt Schrauben, welche auch durch das Bodenbret gehen, an dem Kaſten befeſtigt.

Die gußeiſernen Räder (welche urſprünglich zu hölzernem Geſtänge beſtimmt waren) haben 12″ Durchmeſſer, deren Naben ſind 4″ 10‴ lang, die Kränze ſind 1″ 9‴ breit und 7‴ ſtark; jedes Rad hat fünf Speichen.

Da wegen der urſprünglichen Beſtimmung der Räder zu hölzernen Leitungen die Oberfläche der Kränze glatt gegoſſen war, ſo waren ſie für Förderbahnen mit aufrecht ſtehenden Schienen unbrauchbar, ſofern ſie nicht noch mit andern vorſpringenden Kränzen verſehen werden konnten. Um ſolche aber auch für dieſe Bahnen gebrauchen zu können, wurde der Verſuch gemacht, auf die glatten Kränze eines Rades noch zwei vorſpringende Kränze aus kantigem Schmiedeeiſen von 6‴ Stärke zu ziehen, ſo daß zwiſchen beiden Kränzen eine Furche von 9‴ Breite blieb. Der Verſuch gelang vollkommen und nun wurden ſämmtliche Räder, pro Stück zu 3 Sgr., excl. des Eiſens, mit doppelten Kränzen verſehen und es

iſt innerhalb eines neunmonatlichen Betriebs kein Kranz abgeſprungen. Es wurden zwei ſchmiedeeiſerne Kränze um jedes Rad gezogen, weil bei nur einem vorſpringenden Kranz der tiefer liegende urſprüngliche Radkranz zu ſchmal erſchien und jeden Augenblick ein Abgleiten der Räder von einer Schiene zu befürchten ſtand, was namentlich bei einem raſchen Gange des Wagens in Krümmungen der Förderbahnen der Fall geweſen ſeyn würde.

Auf der Grube Guley ſind die Räder mit einem einfachen vorſpringenden Kranz gegoſſen, allein ſie ſcheinen aus folgenden Gründen nicht ſo zweckmäßig, wie die erſteren:

Der vorſpringende Kranz des Guleyer Wagenrades iſt $\frac{1}{2}$ Zoll und der tiefer liegende $2\frac{1}{4}$ Zoll breit. Letzterer muß ſo breit ſeyn, wenn man nicht in Krümmungen der Förderbahnen wegen des bei der geringen Stärke der Schienen nachtheilig wirkenden Seitendrukkes ein Abgleiten des Wagens jeden Augenblick befürchten will. Durch den breitern Radkranz aber wird das Gewicht des Rades ſehr erhöht und der Gang des Wagens erſchwert. Der vorſpringende Radkranz iſt aber ſo ſchmal, daß namentlich unmittelbar vor den Abbauörtern in Wechſeln und auf den Ausſtürzplätzen, wo der Wagen meiſtens auf Bretern gehen muß, letztere bald ſo ſehr abgenutzt werden, daß ſie häufig durch neue erſetzt werden müſſen, was nicht unbedeutende Koſten verurſacht.

Bei den doppelt gekränzten Rädern fallen dieſe Uebelſtände größtentheils weg. Das Rad kann leichter gegoſſen werden, da eine Furche von 9''' Breite Spielraum genug gibt, um ſehr ſtarke Krümmungen der Förderbahnen ohne alle Beſchwerde zu durchfahren. Wirklich werden auf der Grube Hoheneich auf fünf verſchiedenen Punkten rund gezogene Geſtängewendungen aus Querſchlägen in ſtreichenden Strecken ohne Anſtand durchfahren.

Der größte Vortheil der doppelt gekränzten Räder beſteht aber darin, daß die Schienen von ungleich leichterm Eiſen genommen werden können, als bei einfach gekränzten Rädern, weil bei Krümmungen der Förderbahnen der Seitendruck der Räder nicht auf eine, ſondern auf beide Schienen wirkt, wodurch die Schienen immer in paralleler Lage erhalten werden, die Schienen mögen ſich biegen, wie ſie wollen. Ein Abgleiten der Räder auf der einen Seite des Wagens von der einen Schiene iſt hierbei nicht möglich.

Aber auch darin liegt ein großer Vortheil der doppelt gekränzten Räder, daß ſie Fläche genug darbieten, um mit ſolchen ſowohl auf hölzernem Geſtänge, als auch auf platten Schienen, vor den Abbauörtern, auf Wechſeln und Ausſtürzplätzen mit derſelben Leichtigkeit fahren zu können, wie mit den einfachen Rädern ohne vorſpringenden Kranz.

Auch iſt bei doppelt gekränzten Rädern die Reibung nicht größer, wie bei einfach gekränzten, indem bei letzteren derſelbe Seiten-

druck auf zwei Kränze ſich äußert, welcher bei doppelt gekränzten Rädern auf vier derſelben vertheilt wird.

Das aus Eiſen von 4‴ Stärke und 18‴ Breite beſtehende Dreieck k dient dazu, das Biegen der Axenzapfen zu verhindern, was bei der Bremsſchachtförderung, wenn die Wagen unten ankamen, ſehr häufig vorgekommen iſt. Zur Beſeitigung dieſes Uebelſtandes wurden alle Axen mit einem ſolchen Dreieck verſehen und es kommt ſeitdem das Biegen der Axenzapfen nur äußerſt ſelten vor. Durch das Dreieck hat nämlich jeder Axenzapfen zwei Hauptpunkte gewonnen, den einen am Wagenkaſten und den andern an dem Zapfen der andern Axe. Es müſſen alſo, bevor ein Axenzapfen ſich biegen kann, die beiden andern Haltpunkte auch nachgeben. Zur Konſervation der Seitenbreter und des Unterkaſtens ſind die obern Ränder von beiden mit zölligem Bandeiſen beſchlagen. — Die Koſten eines ſolchen Wagens betragen etwa 18 Thlr.

Leiſtungen der Schlepper. Die Leiſtungen der Schlepper ſind bis jetzt noch nicht auf die Höhe gebracht, auf welche ſie in der Folge kommen müſſen.

Die Schlepper laufen auf Wechſel, d. h. die ganze Förderſtrecke iſt durch Ausweichungen oder Wechſel in gleiche Bahnlängen getheilt und jeder Schlepper durchläuft während der ganzen Schicht nur eine zwiſchen zwei Wechſeln liegende Bahnlänge. Dies iſt wegen der Schachtförderung auch nicht ganz unzweckmäßig, indem dadurch eine gewiſſe Gleichförmigkeit in der Förderung hergeſtellt wird.

Zum Füllen der Fördergefäße werden beſondere Arbeiter angeſtellt, deren man 4 auf 1000 Scheffel rechnet. Eben ſo iſt zum Ausſtürzen ſämmtlicher Wagen unter dem Förderſchacht ein Arbeiter angeſtellt, welcher nebenbei auch die Wagen ſchmiert.

Ein Schlepper transportirt gegenwärtig bei etwas geneigter Bahn auf 60° Wegeslänge in der zehnſtündigen Schicht incl. der Zeit zum Ein- und Ausfahren in einen 90° tiefen Schacht hundert Wagen mit 5 geſtrichenen, gleich 4 gehäuften Scheffeln Belaſtung, bringt alſo 500 geſtrichene oder 400 gehäufte Scheffel Kohlen vor. Hierbei iſt der Wagenkaſten nur bis zum Rande gefüllt, theils weil die Strecken wegen geringer Höhe ein gehäuftes Aufladen nicht geſtatten und theils auch, weil dies wegen der Bremsſchächte nicht zuläſſig iſt. Ein Schlepper durchläuft mithin in der zehnſtündigen Schicht 2. 60. 100 = 12000° oder 3½ deutſche Meilen. Dieſe Leiſtung erſcheint zwar ſchon ſehr anſehnlich, dennoch iſt zu erwarten, daß ſie in der Folge wird verdoppelt werden können, wenn man die Schlepper erſt daran gewöhnt haben wird, ſtatt eines Wagens deren zwei auf ein Mal fortzuziehen, was keine zu große Anſtrengung verurſacht. Vor der Hand mußte man ſich begnügen, den oben angegebenen Effekt zu erreichen und die Förderleute einer neuen Einrichtung geneigt erhalten, welche eine große

Zahl derſelben für die Folge entbehrlich macht. Früher nämlich koſteten 800 Scheffel Kohlen auf 60° Förderlänge in den Abbau- oder Geſätzſtrecken 15 Schlepper à 6 Sgr. . . 3 Thlr. — Sgr.
und bei 60° Förderlänge in der Hauptförderſtrecke
vier Förderleute à 9 Sgr. . . . . . . . . 1 = 6 =
Summa 4 Thlr. 6 Sgr.

Gegenwärtig wird daſſelbe Quantum beſchafft bei 60° Förderlänge in den Abbau- oder Geſätzſtrecken von zwei Schleppern à 9 Sgr. . . . . . . . . . . . . — Thlr. 18 Sgr.
bei 60° Förderlänge in der Hauptförderſtrecke
mit zwei Schleppern à 9 Sgr. . . . . . — = 18 =
Summa 1 Thlr. 6 Sgr.

Die neue Einrichtung leiſtet daher in den Geſätz- oder Abbauſtrecken fünf Mal mehr, als die frühere Schlepptrog- oder Schlittenförderung und in den Hauptförderſtrecken gerade doppelt ſo viel, wie die ehemalige Förderung mit 8 Scheffel haltenden Kuffaten.

### III. Dampfmaſchinenförderung bei den Steinkohlengruben zu Vigan im franz. Gard-Departement*).

Die Dampfmaſchine, welche die Förderung der Steinkohlen zu Vigan bewirkt, ſetzt auch die Kunſtſätze zur Waſſerhaltung in Bewegung. Da nun die Waſſerzugänge bedeutend ſind, ſo war es nothwendig, daß das Spiel der Pumpen nicht unterbrochen wird, die Dampfmaſchine alſo auch während des Füllens und Stürzens der Tonnen nicht ſtill ſteht, wie es gewöhnlich der Fall iſt. Aus dieſem Grund iſt daher der vorliegende Apparat konſtruirt, der außer mehreren andern Vortheilen, wie z. B. daß er keiner Aufmerkſamkeit eines Maſchinenwärters bedarf, ſondern daß die Maſchine dem Heizer überlaſſen bleiben kann, auch den hat, daß jeder Unfall vermieden wird, wenn die volle Tonne zu Tage anlangt, auf die Hängebank niedergezogen und ausgeſtürzt wird, daß alſo auch die Anzahl der Stürzer vermindert werden kann.

Die Maſchine iſt mit ihren Einzelnheiten auf Taf. 19 dargeſtellt.

Fig. 16 iſt ein ſenkrechter Aufriß der Maſchine nach einer Ebene, die ſenkrecht durch die Axe der Seiltrommel oder durch eine Linie **XY**, Figur 18 geht.

Fig. 17 iſt ein anderer ſenkrechter Aufriß nach einer auf der vorhergehenden ſenkrechten Ebene oder nach **X′Y′**, Fig. 18, bei der

*) Nach einer Abhandlung des Herrn Ingenieurs Hammond in den Annales des Mines, 3. Sér., Tom. IV., p. 357 etc.

man jedoch alles, was ſich auf die Seiltrommel bezieht, weggelaſſen hat, um das Gerüſt der Maſchine deutlicher zu machen.

Fig. 18 iſt ein Grundriß der Maſchine.

Gleiche Buchſtaben bezeichnen überall gleiche Gegenſtände.

**G**, Fig. 18 Seiltrommel oder Korb, um den ſich das Förderſeil wickelt, welches über die ſenkrecht über dem Schacht angebrachte Seilſcheibe geht.

**FF**, Fig. 16 und 18, Winkelrad an der Seiltrommelwelle **G**.

**E**, **E′**, Fig. 16 und 18, Getriebe, welche in das Winkelrad **F** greifen und die an der Welle **D** ſitzen. Dieſe erhält von der Dampfmaſchine eine ſtetige rotirende Bewegung.

**H**, **H′**, Fig. 18, Muffen, welche durch die Stangen **I**, **I** mit einander verbunden ſind und die auf der Welle **D**, parallel mit deren Axe, hin und her geſchoben werden.

Dieſe Muffen dienen dazu, das eine oder das andere von den Getrieben **EE′**, die auf der Welle **D** leer laufen, zu befeſtigen, ſo daß es mit dem Rade **F** in Angriff tritt und ſich Welle, Getriebe und dieſes Rad umdrehen. Die Muffen **HH′** ſind in Fig. 20 nach einem größern Maaßſtabe dargeſtellt.

Man erſieht aus Fig. 18, daß durch die beiden Muffen, je nachdem man ſie gegen das eine oder das andere Getriebe **E** oder **E′** ſtößt, man das eine derſelben auf der Welle **D** fixiren oder auch, wenn man ſie in der Mitte und gleich weit entfernt von beiden Getrieben hält, ſie beide leer laufen laſſen kann. Mittelſt dieſes Apparats, den die Engländer **Russian crab** — Ruſſiſcher Krebs — nennen, kann die Trommel **G**, während die Welle **O** ſtets nach einer Richtung umgeht, entweder nach der einen oder nach der andern gedreht werden oder ſie kann ſelbſt ganz ſtill ſtehen, je nachdem die beiden Muffen nach **E** oder nach **E′** geſtoßen werden oder in der Mitte zwiſchen beiden Endpunkten ſtehen.

**O**, Fig. 16 und 18, horizontale Welle, auf welcher befindlich ſind:

1) Der Rahm **K**, durch welchen das Seil geht, ehe es die Trommel erreicht;
2) Die beiden eiſernen Arme der Stangen **F**, **F′**.
3) Die eiſerne Stange **P**.

**R**, Fig. 16, Hebel, der ſich um einen feſten Punkt dreht und der mit dem Muff **H** durch zwei kleine Cylinder verbunden iſt, die an einem jenen umfaſſenden Hals hervortreten, jedoch nicht verhindert, daß ſich der Muff mit der Welle umdreht.

**Q**, Fig. 16 und 18, eiſerne, mit Gelenken verſehene Welle, welche mit den Stücken **P** und **R** verſchiedene Winkel macht.

**G**, Fig. 16 und 18, Rad, an welchem eine Bremſe angebracht iſt, die man jedoch in der Abbildung weggelaſſen hat; dieſes

Rad G iſt an der Trommelwelle befeſtigt. Die Bremſe wird nur dann angezogen, wenn man eine Tonne in dem Schacht anhalten will. Mittelſt eines in dem Schacht hineinreichenden Seiles kann ein in der Tonne befindlicher Arbeiter die Getriebe E oder E′ ausrücken und die Bremſe anziehen.

Fig. 19 ſtellt die Trommel und den Apparat zum Ein- und Ausrücken nach einem ſenkrechten Aufriß dar, der auf dem von Fig. 16 ſenkrecht ſteht.

Die Figg. 21 und 22 ſtellen nach einem weit größern Maaßſtabe den Hebel R und das Ende der Stange Q vor.

e, e′, Fig. 16, 17 und 18, Seile, die mit den Armen f, f′ verbunden ſind und über die Rollen gehen, die in den Säulen vorhanden ſind, welche auch die Seilſcheibe und deren Enden Gegengewichte tragen. Dieſe Seile dienen zum Aus- und Einrücken mit der Hand, um die Trommel in der beliebigen Richtung umgehen oder um ſie ſtill ſtehen zu laſſen. Die punktirten Linien in Fig. 16 ſtellen die Arme f und f′ in den andern korreſpondirenden Stellungen, die erſtere f1, f′1, um beide Getriebe auszurücken, die zweite f2 f2′, um E ſtatt E′ einzurücken.

X, Fig. 16, Tonne oder Kübel, deren Tiefe oder räumlichen Inhalt man durch Ringe vermehrt, welche mittelſt kleiner Ketten an einander gehalten werden. Dieſe Einrichtung hat den Zweck, das Zerbrechen der Stückkohlen zu vermindern, welches leicht der Fall iſt, wenn man ſie in eine tiefe Tonne wirft.

L, Haken zum Anſchlagen mit Feder, der in Fig. 23, 24 und 25 nach einem weit größeren Maaßſtabe dargeſtellt worden iſt. Man wird zwei Klinken b, b bemerken, die ſich um die Bolzen a, a drehen, die nach der äußern Seite des Rahms vorſpringen und mittelſt der Federn cc vorgedrückt werden.

Zwei gekrümmte Hebel d, d, welche ſich um die Bolzen o, o drehen und gegen welche die zweiarmigen Federn r, r drücken und die den Zweck haben, die vorſpringenden Theile der Klinken b b im Innern des Rahms zurückzuhalten, wenn dies erforderlich iſt. Es iſt zu dem Ende hinreichend, zwei in den Oehren i, i der Hebel d, d befeſtigte Seile anzuziehen, wodurch die Federn zuſammengedrückt werden und die Klinken alsdann zurücktreten.

S, S, Fig. 16, 17 und 18, hölzerner Rahm, der mittelſt ſeines obern Theils an der Welle A aufgehängt iſt und ſich um die Zapfen derſelben dreht.

T, Stück Holz, welches am obern Theil mit einer damit verbundenen Maſſe von Eiſen beſchwert und mit dem Rahm S S durch eine eiſerne Stange in Verbindung ſteht, die ſich um eine Axe an dem Ständer B, Fig. 17 dreht. Ein Seil, welches man in Fig. 16 und 17 ſieht und deſſen eines Ende mit dem Holz T und das andere mit einem feſten Punkt verbunden iſt, verhindert das Stück T,

über ſeine jetzige Stellung heraus zu fallen. Das Gewicht, mit welchem das Stück **T** belaſtet, iſt es, welches den hölzernen Rahm **S** in der geneigten Stellung, in der er ſich findet, zurückhält.

**M**, mehrere an dem Rahm **S** befeſtigte horizontale Bogen.

**I, I**, hölzerne, an dem Seil befeſtigte Kugeln, die zu groß ſind, um durch den Rahm **K** gehen zu können.

In dem Augenblick, in welchem die Tonne **X** über die Oeffnung des Schachts hervorkommt, faßt der Federhaken **L** in die Bogen **M** und bleibt mittelſt der Klinken **b, b** daran hängen. Zu gleicher Zeit wird der Rahm **K** und folglich auch die Axe **O** mittelſt der Kugeln **I I** gedreht. Das Getriebe **E′** iſt ausgedrückt und da die Muffen in der Mitte zwiſchen beiden Getrieben befindlich ſind, ſo bleibt die Trommel ſtehen und die gefüllte Tonne hängt an dem Bogen **M**. Ihr Gewicht hebt das Gleichgewicht des Syſtems auf und reicht hin, um den Rahm **S** um die Axe **A** und das Stück **T** um die Axe **B** zu drehen. Das Ganze nimmt die durch die punktirten Linien angedeuteten Stellungen **S′** und **T′**, Fig. 16, an und die Tonne iſt daher in die Ebene gebracht, in welcher ſie ausgeſtürzt wird.

**U**, Baum, der ſich auf die aus Fig. 16 und 17 erſichtliche Weiſe leicht bewegen kann.

**Y**, Flaſchenzug.

**V**, Haken einer Schnellwage, die an dem Ringe des untern Klobens aufgehängt worden iſt und an welche man die volle Tonne hängt.

Der Baum **U** dreht ſich auf ſeinem Zapfen und kann ſehr leicht bewegt werden. Die Figg. 16 und 17 zeigen hinlänglich, wie man die gefüllte Tonne von dem Haken **L** ablöſt und ſie an den der Schnellwage hängt und wie man ſie alsdann auf einem Roſt ausſchüttet, ſo daß ſich die Staubkohlen von den Stückkohlen abſondern und letztere ſogleich in einen tiefer ſtehenden Wagen fallen, während ſich jene unter dem Roſt anhäufen.

Nachdem die Tonne ausgeleert worden iſt, fährt man ſie zur Hängebank zurück und hängt ſie wieder an den Haken. Der Arbeiter ſtößt den Rahm **S′** zurück und bringt ihn wieder in ſeine anfängliche Stellung **S**, ſo daß die Tonne über dem Schacht hängt. Alsdann wird das Getriebe **E** eingerückt, indem man an dem Seil **e′** zieht und zu gleicher Zeit wird der Haken **L** losgehakt, indem man die Klinken **b, b** zurücktreten läßt, welches dadurch bewirkt wird, daß man an den Seilen zieht, die in den Oehren **i, i** der Hebel **d, d** befeſtigt ſind.

Während der Zeit, daß dieſe Operationen ausgeführt werden, iſt die Dampfmaſchine im ununterbrochenen Gange geweſen und die Kunſtſätze ſind keinen Augenblick außer Betrieb gekommen.

Sobald die Tonne aus dem Füllort des Schachtes gekommen iſt, ſtoßen zwei andere an dem Förderſeil befindliche Kugeln gegen den Rahm K und rücken das Getriebe E aus. Die Trommel hält darauf ſo lange an, bis daß durch die Anſchläger das Signal gegeben wird, worauf der Stürzer das Getriebe E′ einrückt und die Tonne in die Höhe geht.

### IV. Fördermaſchine mit Kette ohne Ende, nebſt allgemeinen Bemerkungen über Förderungsmaſchinen, Seile u. ſ. w.*).

Die jetzt bei der Grubenförderung angewendeten Maſchinen haben, wie jedem denkenden Bergmann bekannt iſt, ſehr viel Unbequemlichkeiten und Nachtheile. Es gehören hauptſächlich dahin die ſchnelle Abnutzung der hanfenen Seile und die häufige Beſchädigung der Tonnen, wenn ſie gegen die Schachtwände oder wenn ſie ſich treffen und gegen einander ſchlagen; das ungleiche Gewicht der auf- und abwärts gehenden Seile, die nicht im Gleichgewicht ſind; endlich die Nothwendigkeit, die bewegende Kraft anzuhalten und die Richtung der rotirenden Bewegung zu wechſeln, wenn die gefüllte Tonne an der Hängebank angelangt iſt und durch eine leere Tonne erſetzt werden muß.

In den Steinkohlengruben von St. Etienne und von Rive-de-Gier in Frankreich wendet man noch ausſchließlich runde Seile an, die ſich im Allgemeinen auf eine Trommel mit ſenkrechter Axe wickeln. Für Schachttiefen von 300—400 Meter ſind die Seile gewöhnlich 2—3 Zoll ſtark und das laufende Meter wiegt 2,5 bis 3,1 Kilogr. Die Tonnen enthalten 10 Hektoliter Steinkohlen, die 800—900 Kilogr. wiegen. Das Gewicht einer Tonne mit Einſchluß der Ketten, mittelſt denen ſie aufgehängt werden, beträgt etwa 230 Kilogr.; die ganze Belaſtung des Seils daher etwa 1030 Kilogr., ausſchließlich ihres eigenen, ſich auf etwa 1200 Kilogr. belaufenden Gewichts. Dieſes Gewicht iſt daher aus einem 400 Meter tiefen Schacht, wenn die Tonne aufzugehen anfängt, zu heben. Man bedarf zu einem ſolchen Schacht zweier Seile, die wenigſtens 60 bis 80 Meter länger ſind, als die Schachttiefe beträgt, theils wegen der Höhe der Seilſcheiben über der Hängebank und der Entfernung der Trommel von derſelben und theils auch, weil auf dieſer eine überſchüſſige Seillänge vorhanden ſeyn muß, um die untern Enden, die ſich ſehr bald abnutzen und die man alsdann abhauen muß, erſetzen zu können. — Es beträgt daher die ganze Länge des

*) Aus einer Abhandlung des Herrn Ingenieurs Combes in den Annales des Mines, 2. Sér., Tome IV., p. 363 etc.

Digitized by Google

Seils etwa 940 Meter und ſein Gewicht, wenn man das Meter zu 3 Kilogr. annimmt, = 2830 Kilogr.

Die Dauer eines ſolchen Seils iſt ſehr verſchieden, je nachdem der Schacht trocken oder feucht, je nachdem friſche Wetter hineinfallen oder warme, feuchte und ſchlechte herausziehen. In keinem Falle dauert ein ſolches Seil länger als 16—18, oft nur 6—8 Monate.

Zu Anzin ſind die Bandſeile ganz allgemein; ſie ſind 0,115 Met. breit und 0,03 Met. ſtark und das laufende Meter wiegt 4,188 Kilogr. Die mittelſt dieſer Seile ausgeförderten Tonnen enthalten etwas mehr als 7 Hektoliter Steinkohlen und ihr Totalgewicht beträgt mit Einſchluß des mit den Ketten 136 Kilogr. ſchweren Gefäßes 800 Kilogr. Die Länge der Bandſeile überſteigt die Tiefe der Schächte um 25—30 Meter. Zu einem 400 Met. tiefen Schacht gebraucht man daher zwei Seile, die zuſammen 850 Met. lang ſind und die 3559 Kilogr. wiegen. Die Dauer dieſer im Ankauf theuern Bandſeile beträgt 24—30 und zuweilen auch nur, beſonders in Schächten, aus denen die Wetter ausziehen, 10 oder 12 Monate.

In England wendet man, wie wir bereits im 5. Kapitel und auch auf S. 452 ꝛc. im IV. Bde. ſahen, entweder hanfene Bandſeile oder Ketten an, letztere beſonders in den flachen Schächten, in denen das Förderſeil, wenn die Friktionsrollen nicht ganz nahe bei einander liegen, oft auf dem Liegenden ſchleift. — In den ſeigern Schächten der Steinkohlengruben wendet man aber auch oft platte Ketten an, welche ſich wie die Bandſeile auf eine ſchmale Trommel aufwickeln. — Jede Kette beſteht aus drei neben einander liegenden, ſehr langen Gliedern, wie die Figg. 33 und 34, Taf. 19 zeigen, deren erſtere ein Querdurchſchnitt zweier an einander hängender Kettenglieder iſt. Die Glieder **a**, **a**, **a**, welche in der Ebene der Kette liegen, ſind 4 Zoll lang und wenn ſie neben einander liegen, ſo beträgt ihre ganze Breite, welche auch die der Kette iſt, 5 Zoll. — Die Glieder **b**, **b**, **b** ſind 5 Zoll lang und die Längentheile ſind abgeplattet und weit breiter als der abgerundete Theil, der in das nächſte Glied tritt. Man ſieht, daß die ganze Kette aus drei neben einander liegenden, aus ſehr langen Gliedern beſtehenden Ketten gebildet iſt. Um dieſe Ketten unter einander zu vereinigen und um zu gleicher Zeit zu verhindern, daß die Glieder in die Quere zu ſtehen kommen, treibt man in alle Glieder **b**, **b**, **b**, die zu einer Kette gehören, hölzerne Keile in einer auf der Breite der Kette ſenkrechten Richtung. In den Steinkohlengruben bei Neath Abbey in Glamorganſhire wiegt eine ſolche Kette, die 90 Faden (Fathoms à 6 Fuß — 164,61 Met. —) lang iſt, ohngefähr 2500 Kilogr., d. h. das laufende Meter 15,19 Kilogr. Daher ſind die Ketten faſt vier Mal ſchwerer, als die Bandſeile. Die an dieſen Ketten hän-

genden Tonnen beſtehen aus Blech, ſie enthalten ohngefähr 500 Kilogr. Steinkohlen und die leere Tonne wiegt 2½—3 Centner à 112 Pfd. (125—150 Kilogr.). Eine ſolche Kette hat eine Dauer von 9—10 Jahren. Die Arbeiter fahren in den Tonnen.

In den zu der Leys-Eiſenhütte bei Dudley gehörigen Steinkohlengruben finden ſich ähnliche Ketten von außerordentlicher Länge, weil die Fördermaſchine ſehr weit von den ohngefähr 230 Yards tiefen Schächten entfernt liegt. Hier, ſo wie in allen Gruben des ſüdlichen Staffordſhire, werden die Stückkohlen auf einer mit Rollen verſehenen Platte aufgehäuft und darauf durch die Ketten, mittelſt denen dieſelben an das Förderſeil geſchlagen werden, ſo wie durch mehrere breite und dünne Reiſen erhalten. Man legt 20 bis 24 Centr. (1000—1200 Kilogr.) auf eine ſolche Platte, ſo daß das ganze Gewicht, mit welchem die Kette belaſtet iſt, nicht weniger als 1200—1400 Kilogr. beträgt. Die Platten füllen faſt den ganzen Raum der Förderſchächte aus. Das Nachtheilige dieſer übrigens vortrefflichen Ketten beſteht in ihrem ſehr bedeutenden Gewicht.

Wir wollen nun jetzt zu der Beſchreibung einer von dem Franzoſen Galle vorgeſchlagenen Art von Förderketten übergehen, die mit Feſtigkeit Leichtigkeit verbinden und aus dieſem Grunde den übrigen Ketten und den Hanfſeilen weit vorzuziehen ſind. Ein bedeutender Vortheil iſt der, daß, da die Kette endlos iſt, der aufſteigende Theil im Gleichgewicht mit dem niedergehenden iſt, ſo daß die angewendete bewegende Kraft nur den Widerſtand des zu erhebenden Gewichts, die Reibung und die Steifigkeit der Kette zu überwinden hat, die weit geringer als bei den gewöhnlichen Fördermaſchinen ſind, da ſich das neue Syſtem durch Einfachheit auszeichnet.

Die Kette wird aus Bandeiſen von 2 Millimeter Stärke und von der Breite der Glieder angefertigt, indem dieſes Eiſen mittelſt eines Durchſchnittes in die Glieder zerſchnitten wird. Die Breite der Glieder in **ab**, Fig. 31, Taf. 19, beträgt 15½ Millimeter. Es iſt weit beſſer, die Kettenglieder aus Bandeiſen, welches in derſelben Richtung, in welcher die Kette den größten Widerſtand leiſten muß, ebenfalls am meiſten zu widerſtehen vermag, anzufertigen, als von ſtarkem Blech, welches nach allen Richtungen ausgedehnt worden iſt. Der Durchmeſſer der Augen oder Löcher in den Gliedern, welche zur Aufnahme der Bolzen dienen, mittelſt denen 4, 6 oder 8 Glieder zu einer Kette vereinigt worden ſind, beträgt 7 Millimeter. An den beiden Enden, da wo die Bolzen durchgehen, ſind die Kettenglieder breiter, 23 Millimeter breit. Die Löcher für die Bolzen ſind 27 Millimeter (1 Zoll) von einander entfernt.

Anfänglich fertigte man die Ketten auf die in Fig. 30 dargeſtellte Weiſe an; es lagen nämlich die Glieder zu beiden Seiten der längern Bolzen gleich vertheilt und in der Mitte waren dieſe letz-

ren ſtärker, damit ſich die Glieder nicht verſchieben konnten. Die ganze Kette beſtand auf dieſe Weiſe aus zwei parallelen, durch die Bolzen vereinigten und zu gleicher Zeit aus einander gehaltenen Ketten. Die Kette kann ſich um eine Scheibe legen, deren Peripherie mit Zähnen verſehen iſt, welche zwiſchen die Bolzen der Kette greifen, während ſich die Glieder auf den Rändern anlegen. Die Bolzen ſind vollkommen rund gearbeitet, haben Einſatzhärte, ſind jedoch an den Enden ſo viel wieder angelaſſen, daß ſie vernietet werden können.

Beim Probiren dieſer Kette riß ein Glied bei einer Belaſtung von 1024 Kilogr. Das geriſſene Glied iſt in Fig. 35 dargeſtellt. Der Riß nach **m n** iſt rein, die Faſern in dieſer Richtung ſind auf den anliegenden Faſern geglitten. In der Nähe der Ränder **i k**, **i' k** des Bruchs findet eine Verdünnung und ein Zerreißen des Eiſens ſtatt, bei **i''** ein Sprung. Erſt in der Nähe des zerreißenden Gewichts fand eine merkliche Verlängerung der Glieder ſtatt.

Eine andere Art dieſer Ketten iſt in Fig. 29 dargeſtellt. Die Glieder liegen dicht neben einander und die Kette geht über Scheiben, deren Peripherie abwechſelnd der Form der Glieder anpaſſende Erhabenheiten und Vertiefungen hat und die auch mit Rändern verſehen ſind. Je geringer die Länge der Kette iſt, um ſo mehr wird die Reibung hinreichen, das Gleiten von jener auf der Peripherie der mit Vertiefungen verſehenen Scheiben zu verhindern, ſelbſt wenn die Kette bedeutend belaſtet iſt. Es hat dieſe Einrichtung der Kette manche Vortheile; die Scheiben ſind einfacher, man kann die Bolzen leichter nachſehen und endlich haben ſie auch ein etwas geringeres Gewicht.

Dieſe Ketten beſtehen aus abwechſelnd gleich- und ungleichzähligen Gliedern. Wenn z. B. das Glied **A**, Fig. 29, 8 Stükken hat, ſo hat das Glied **B** 9. Damit nun alle beide gleichen Widerſtand zu leiſten vermögen, müßten die Theile der Glieder **B** in dem Verhältniß von 8 zu 9 ſchwächer ſeyn, als die des Gliedes **A**, allein da dies Schwierigkeiten veranlaſſen könnte, ſo unterläßt man dieſes.

Die Haken, an welche die aufwärts und die abwärts gehenden Fördergefäße gehängt werden, ſind doppelt und mittelſt zweier Bolzen und eben ſo viel neben einander liegende Glieder an die Kette befeſtigt, als dieſe deren enthält. Fig. 31 und 32 ſtellen einen ſolchen Haken in zwei verſchiedenen Richtungen dar; **a**, **a** u. ſ. w. der letzteren ſind die verſchiedenen Glieder, die mit dem Haken durch einen Schwalbenſchwanz **q** und durch eine ſorgfältige Schweißung verbunden. **M N**, **M N** ſind Klinken, die ſich bei **o o** um Charniere drehen und bei **p p** durch Splette auf den Haken feſtgehalten werden. Dieſe Klinken dienen dazu, die Tonnen auf den Haken feſtzuhalten.

Das laufende Meter von dieſen Ketten wiegt 5,55 Kilogram.; ſie können mit Sicherheit, mit Einſchluß des eigenen Gewichts, 3200 Kilogram. tragen. Jedoch ſind alle Ketten ohne Enden nur in Schächten zweckmäßig, die unter 400 Meter Teufe haben.

Wir wollen nun mit Hilfe von Fig. 26 und 27, Taf. 19, eine Förderungsmaſchine mit einer Kette ohne Ende beſchreiben und es iſt erſtere ein Grund- und letztere ein Aufriß derſelben. Gleiche Buchſtaben bezeichnen auf beiden Figuren gleiche Gegenſtände.

A, A u. ſ. w. ſeigerer Schacht; er iſt kreisrund und hat 3 Met. im Durchmeſſer.

B, B, B, nach einem Kreisbogen konſtruirte Mauer, die ſich tangentiell an das Längengemäuer des Göpels C ſchließt, welcher die Maſchine bedeckt. Dieſe Mauer erhebt ſich 2—3 Met. über dem Boden der umgebenden Halde MN, auf welcher die Steinkohlen aufgeſtürzt werden.

D, D, D, Schwelle, die der mit Vertiefungen und Erhöhungen verſehenen Scheibe P P parallel und gleich entfernt von dem Durchmeſſer des Schachts liegen, der ſeinerſeits gerade unter der Scheibe liegt. Die obere Fläche dieſer Schwellen liegt unter der Ebene der Schachtöffnung, ihre Enden ſind ummauert; ihre Entfernung von einander wird durch die Dimenſionen und die Entfernung der Tonnen Q, Q von einander beſtimmt.

E, E, Schwellen, die in rechtwinklichter Richtung zu jenen liegen und ſehr zweckmäßig mit gußeiſernen Platten bedeckt ſind. Sie liegen auf den Schwellen D, D und nebſt dem Balken F, von welchem weiter unten geredet werden wird, in der Ebene der Schachtöffnung. Die Enden dieſer Schwellen können ſich über D, D hinaus ausdehnen und ſie werden ſo wie letztere durch vier Bolzen mit dem Schachtgemäuer verbunden, indem dieſelben 2 Meter tief in dieſes eingegoſſen und oben mit Muttern verſehen ſind.

F, F, Schwell, der quer über dem Schacht und auf den Schwellen D, D und in gleicher Ebene mit E, E liegt.

G, G, in den Schwell F, F eingezapfte Ständer, welche geneigt und H ebenfalls in F, F eingelaſſener Ständer, welcher ſenkrecht ſteht.

I I, Balken, der von G G und H getragen wird.

K K, gußeiſernes Angewelle für die Zapfen der Scheibe P P.

P P, Scheibe mit Rändern und mit Vertiefungen auf ihrem Umkreiſe, in welche die Kettenglieder genau paſſen.

a a a, Welle der Scheibe P, P, welche ſich in drei Pfannen bei c, c und d bewegt.

R, Stirnrad, welches an der Welle a a befeſtigt iſt.

S, hölzernes Bremsrad auf derſelben Welle.

r r, Sperrrad, welches an dem Bremsrad liegt.

Fig. 28 zeigt das Brems- und das Sperrrad von der Seite, ferner das Gegengewicht p, welches den Sperrkegel o' q gegen die Peripherie des Sperrrades gedrückt erhält und endlich die aus einem eiſernen Reiſe beſtehende Bremſe nebſt Hebel und Gegengewicht.

In die Schwellen E E ſind zwei ſenkrechte Ständer L L eingezapft, welche mittelſt der Balken T, T' verbunden ſind. Auf dem obern T' iſt das Zapfenlager d der Welle a a a befeſtigt und der untere Balken T trägt das Zapfenlager f von der Welle b b b.

b b b, Schwungradwelle von der Dampfmaſchine oder von der Welle einer jeden andern Bewegungsmaſchine.

R', Getriebe, welches in das Stirnrad R eingreift.

Dieſes Getriebe läuft leer auf der Axe b b b und kann mittelſt des auf der Welle verſchiebbaren Muffes m ein- oder ausgerückt werden. Das Verhältniß des Durchmeſſers der Zahnräder R und R' wird durch die Geſchwindigkeit der Welle b b und durch die, welche man der Kette ohne Ende geben will, beſtimmt; es kann die letztere ohne Nachtheil 1 Meter die Sekunde betragen.

Q, Q, gefüllte, aufwärts geförderte Tonnen, welche an den beiden Enden der Querſtange t t hängen. Dieſe Stange hängt mittelſt eines Ringes an einem der Haken der Kette, wie man in Fig. 31 und 32 ſieht.

n, eiſerne, an die Stange t t geſchweißte Stange.

Wenn die beiden Tonnen über die Hängebank des Schachts hinaus in die Stellung ſind, die ſie in der Figur haben, ſo hebt das Stück n den Arm l' des Hebels l g l', der ſich um den feſten Punkt g dreht. Der andere Arm deſſelben Hebels zieht mittelſt der Stange h an dem Hebel k k. Dieſer dreht ſich um den feſten Punkt x und bewegt mittelſt eines Halſes den verſchiebbaren Muff m, der auf dieſe Weiſe ausgerückt wird. Es hört daher die Scheibe P P umzugehen auf, ohne daß deshalb die Bewegungsmaſchinerie ſtill zu ſtehen braucht. Iſt der Muff eingerückt, ſo haben die Hebel die Stellung der punktirten Linien k k, h l.

m', Hebelarm, um das Aus- und Einrücken mit der Hand zu bewirken.

X Z, Krahn mit Flaſchenzug zum Heben der Tonnen, indem man mit dem Haken des untern Kloben in den Ring der Querſtange t t faßt. Dieſe Vorrichtung hat dieſelbe Einrichtung, wie bei der weiter oben beſchriebenen Fördermaſchine zu Wigan.

X X X, Eiſenbahn in der Höhe der Zapfen der Scheibe P P, auf welcher ſich ein kleiner Wagen $\alpha\,\alpha$ bewegt und der den Zweck hat, die entleerten Tonnen auf die entgegengeſetzte Seite der Scheibe zu transportiren, um ſie an den abwärts gehenden Theil der Kette ohne Ende zu ſchlagen. Dieſe Eiſenbahn hat eine geringe Neigung nach dem Schachte zu, ſo daß der ſich ſelbſt überlaſſene Wagen nach jener Seite zu läuft, wogegen den leeren Wagen ein Gegengewicht

wieder aufzieht. Die leeren Tonnen hängen an einem Flaſchenzuge unter dem Wagen, wie man es in der Figur ſieht. Das Gewicht der leeren Tonnen muß hinreichend ſeyn, um den Wagen nach dem Schacht zu führen und das Gegengewicht zu überwinden, welches letztere, ſo wie die Neigung der Eiſenbahn in dieſem Verhältniß, regulirt werden muß. Der Wagen hält an einem gewiſſen Punkt dergeſtalt ſtill, daß der Ring von der Querſtange der Tonnen leicht in einen von den Haken der Förderkette gehängt werden kann.

Wir machen nun noch einige Bemerkungen über die Operationen des Förderns, ſo wie über die längs der Kette angebrachten Haken.

Wir wollen annehmen, daß der Schacht von der Hängebank bis zum Füllort 200 Meter tief ſey und daß die $1\frac{1}{2}$ Met. im Durchmeſſer haltende Seilſcheibe mit ihren Zapfen 7 Meter über der Hängebank liege, ſo muß der Schacht unter dem Füllort eine wenigſtens gleiche Tiefe, d. h. von 7,75 Met. erhalten, damit man unter jenem eine hölzerne, ſich um Zapfen drehende Walze anbringen kann, die gleichen Durchmeſſer, wie die Scheibe **P P** und welche den Zweck hat, die beiden Theile der Kette aus einander zu halten. Die Zapfen dieſer Walze müſſen auch 7 Met. unter dem Füllort liegen, ſo gut, wie die Scheibenzapfen 7 Met. von der Hängebank entfernt ſind. Sind Waſſer in dem Schacht vorhanden, ſo muß er unter der Walze noch einen Sumpf haben, in welchem ſich dieſelben ſammeln und aus welchem ihnen ein natürlicher Abfluß verſchafft oder ſie durch Pumpen daraus gehoben werden müſſen. Der untere Theil der Kette muß nie im Waſſer baden, welches um ſo nachtheiliger, wenn daſſelbe vitrioliſch iſt.

Die Länge einer Kette ohne Ende für einen 200 Met. tiefen Schacht wird daher nach den obigen Daten auf folgende Weiſe beſtimmt:

| | | |
|---|---|---|
| Zwei Mal die Tiefe des Schachts . . . . | 400,0 | Meter. |
| Zwei Mal die Höhe der Scheibenwelle über der Hängebank des Schachtes . . . . . . . | 14,0 | „ |
| Zwei Mal die halbe Peripherie der Scheibe $\frac{22}{7}$ $\times$ 1,50 Met. . . . . . . . . . . . | 4,7 | „ |
| im Ganzen | 418,7 | Meter. |

Die Haken zum Anhängen der Fördergefäße muß man alsdann ſo an der Kette anbringen, daß, wenn zwei gefüllte Tonnen über der Hängebank anlangen und das Ausrücken Statt findet, zu gleicher Zeit zwei leere auf dem Füllort vorhanden ſind. Zu dem Ende iſt es hinreichend, an der Kette eine Anzahl von Haken in gleicher Entfernung von einander anzubringen. Die Zahl der Haken hängt von der Anzahl der gefüllten Tonnen ab, die man an dem aufſteigenden Theil der Kette befeſtigen will. Nehmen wir an, daß jede

Tonne 100 Kilogram. Kohlen enthalte und daß man auf ein Mal eine Tonne (1000 Kilogr.) auffördern wolle, ſo müſſen fünf aufwärts gehende und eben ſo viel abwärts gehende Haken daran befeſtigt ſeyn.

Wenn demnach ein Paar gefüllter Tonnen über der Hängebank angelangt ſeyn wird und das Ausrücken erfolgt iſt, ſo wird ein Paar von den leeren Tonnen auf dem Füllort angelangt ſeyn. Es werden daher über Tage die gefüllten und unter Tage die leeren Tonnen abgehängt; von letzterm Ort ab wird ein Zeichen gegeben, daß dieſe Operation beendigt ſey; es wird das Getriebe eingerückt und die Scheibe dreht ſich, bis daß derſelbe Haken, an welchen die vollen Tonnen geſchlagen waren, an der andern Seite der Scheibe in gehöriger Höhe über der Hängebank angelangt iſt, um zwei leere Tonnen daran zu hängen, welche durch den kleinen Wagen $\alpha\,\alpha$ herbeigeführt worden ſind. Alsdann wird von Neuem mit der Hand ausgerückt und es werden die leeren Tonnen angeſchlagen. Auf dem Füllort werden zu derſelben Zeit zwei gefüllte Tonnen an den Haken geſchlagen, der in gehöriger Höhe über jenem vorhanden iſt, worauf der Anſchläger ein Zeichen gibt und über Tage das Getriebe eingerückt werden kann. Da während des An- und Abſchlagens das Getriebe R′ ausgerückt iſt, ſo hält man die Bewegungsmaſchine an, wenn ſie nicht auch, wie wir weiter oben ſahen, zu gleicher Zeit eine andere Arbeit verrichtet. Muß ſie während des Ausrückens ſtill ſtehen, ſo wird es leicht ſeyn, mit der Vorrichtung zum Ausrücken eine Bewegungseintheilung zu verbinden, welche den Motoren aufhält.

Wir machen nun noch einige Bemerkungen über verſchiedene Gegenſtände der Förderung.

Wenn aus ſehr tiefen Schächten mittelſt zweier Seile oder Ketten gefördert wird, die ſich in entgegengeſetzter Richtung auf einen horizontal oder vertikal ſtehenden cylindriſchen Seilkorb aufwinden, ſo wird durch das bedeutende Gewicht der Seile das Kraftmoment, welches tangential am Umfange des Seilkorbes angebracht werden muß, um die Bewegung hervorzubringen, ſehr verändert werden und innerhalb ſehr weit aus einander liegender Grenzen ſchwanken*). Es wird daher nöthig, die Bewegkraft ebenfalls ſich vermindern zu laſſen, ja in einigen Fällen wohl eine aufhaltende Kraft anzubringen, deren Richtung die entgegengeſetzte von der früher angewendeten Bewegkraft iſt.

Nehmen wir als Beiſpiel einen Schacht von 400 Metres Tiefe an, ſo muß man, um täglich genug zu fördern, auf ein Mal

---

*) Combes in den Annales des Mines, XI. (1837) p. 55 etc. und daraus im polytechn. Centralblatt, 1837, S. 675 ꝛc.

800 Kilogr. netto heraufziehen; das Gefäß wiegt dann etwa 200 Kilogr., häufig noch mehr. Das Seil muß daher an ſeinem untern Ende 1000 Kilogr. tragen; es iſt dann, wenn es aus getheertem Hanf gefertigt iſt, etwa 2½″ ſtark und wiegt 2,5—3,1 Kilogr. auf das laufende Metre; folglich iſt das Gewicht eines 400 M. langen Seiles 1200 Kilogr. Wenn die volle Tonne den Füllort und die leere Tonne die Hängebank verläßt, muß daher die am Seilkorbe tangential wirkende Kraft größer ſeyn, als 2000 Kilogr. Begegnen ſich beide Tonnen, ſo iſt die Kraft zur gleichförmigen Unterhaltung der Bewegung mit Vernachläſſigung der Widerſtände nur noch 800 Kilogr. Endlich, wenn die volle Tonne an der Hängebank und die leere Tonne am Füllort angelangt iſt, überwiegt das Moment der leeren niedergehenden Tonne das der vollen aufſteigenden und es muß eine Kraft vorhanden ſeyn, durch welche die Beſchleunigung der Bewegung aufgehalten und gemäßigt wird.

Um dieſen Nachtheilen entgegen zu kommen, wendet man zuweilen eine Kette als Gegengewicht an, welche an einem ziemlich ſchwachen Seile hängt und ſich auf einer Verlängerung des Korbes für beide Seile oder auf einen beſondern Seilkorb, welcher an der Welle der beiden andern befeſtigt iſt, aufwindet. Die Kette geht in einer beſondern Abtheilung des Treibeſchachtes, hängt ganz an dem Seile, wenn eine der Tonnen am Füllort iſt und ihr Gewicht dreht die Seilkörbe nach derſelben Richtung, wie das Gewicht der Tonne, die an der Hängebank ſich befindet. Sobald dieſe niederſteigt und ſich die andere hebt, legt ſich die Kette auf eine im Kettenſchacht in entſprechender Tiefe angebrachte Bühne auf, während ſich das Seil, woran ſie hängt, abwindet; wenn die Tonnen ſich begegnen, dann hat ſich die ganze Kette auf die Bühne aufgelegt und wenn die volle Tonne höher hinauf, die leere tiefer niederkommt, ſo windet ſich das Seil in entgegengeſetzter Richtung auf und die Kette wird nach und nach wieder gehoben, bis ſie wieder mit ganzem Gewicht an dem Korbe hängt, wenn die volle Tonne bis zur Hängebank gekommen iſt. Anſtatt die Kette auf eine Bühne fallen und ſich auf derſelben anhäufen zu laſſen, befeſtigt man wohl auch das eine Ende derſelben an einer Spreize im Schacht und läßt die Kette von dieſem Befeſtigungspunkt ein Mal nach oben, das andere Mal nach unten gerichtet ſeyn.

Freilich wird bei dieſer Art der Ausgleichung das Gewicht des Seils, an welchem die Gegengewichtskette hängt, unberückſichtigt gelaſſen; übrigens wird aber ein Hauptnachtheil dadurch hervorgeruſen, daß die Wellen, welche ſchon durch die Wirkung der vollen und leeren Tonne und ihrer Seile beſchwert ſind, noch durch das Gewicht der Gegengewichtsrolle nieder gezogen werden.

Man wendet daher vortheilhafter ſpiralförmige Körbe mit Bandſeilen an, die aus vier bis fünf nicht zuſammengedrehten, ſondern

neben einander gelegten Seiltrümern beſtehen, welche mit einer feſten Schnur ſo umſchlungen werden. Die ſo gefertigten Bandſeile laufen, um noch mehr abgeplattet zu werden, durch eine Walzenpreſſe und winden ſich dann ſpiralförmig über ſich ſelbſt auf. Die Korbwelle trägt dann keinen wie gewöhnlich konſtruirten Seilkorb, ſondern für jedes Seil zwei Scheiben, die zwiſchen ſich einen Raum von der Breite des Seiles laſſen und ſo weit über die Welle vorſtehen, daß das vollkommen aufgewickelte Seil noch innerhalb der äußern Ränder des Seiles ſich befindet. Sobald nun die Seile in entgegengeſetzter Richtung aufgewunden und mit den Fördergefäßen verſehen werden, ſo wird in dem Verhältniſſe, als ſich die volle Tonne vom Füllort erhebt, ſich das Seil ſtärker über einander winden und daher ein größerer Halbmeſſer entſtehen, an welchem das Gewicht der Tonne und des hängenden Seiles wirkt, wobei durch Vermehrung des Halbmeſſers das erſetzt wird, was durch Gewichtsverminderung in Folge des ſich aufwindenden Seiles abgeht; dabei wird die leere niedergehende Tonne zuerſt am größten Halbmeſſer wirken und nach und nach in dem Verhältniſſe, wie mehr Seitenſchwere wirkſam wird, an einem kleinern und kleinern Halbmeſſer. Die Größe des Halbmeſſers, welche man dem Korn oder eigentlichen Korbe des ſich aufwindenden Seiles geben muß, hängt ab von der Stärke des Seils, von dem Gewichte deſſelben auf die Längeneinheit, von dem Gewichte der leeren und vollen Tonne und von der Fördertiefe.

Wir machen nun noch einige Bemerkungen über verſchiedene Förderungsvorrichtungen *).

Die Steinkohlengrube Kunſtwerk bei Stehle, unweit Starkrade in Rheinpreußen, hat eine doppelte Schachtförderung. Zwei Dampfmaſchinen, jede zu acht Pferdekräften, ſtehen dicht neben einander und beſorgen einen 308 Fuß tiefen Schacht. Fig. 36, Taf. 19 zeigt die Anordnung des Förderungsapparates in der vordern Anſicht. Unter **a a** ſtelle man ſich die Enden der Balanciers beider Dampfmaſchinen vor, welche mittelſt der Bleuelſtangen **a b** zunächſt auf die Umdrehung der Getriebe **c c** wirken. Letztere ſtehen mit den großen Stirnrädern **d d** im Eingriffe. Die Achſe **e e**, worauf das Rad **d d** ſitzt, enthält zugleich die Seiltrommeln **A A** und das Schwungrad **B B**. Von den Trommeln **A** aus laufen die Förderungsſeile in ſchräger Richtung nach den hoch über der Schachtöffnung angebrachten Leitungsrollen und von da in den Schacht hinab.

Auf den Steinkohlengruben Ath und Guley bei Aachen, welche dem bekannten Cockerill gehören, ſind die Förderungstaue bandför-

---

*) Entnommen aus Dr. Poppe's techniſchen Reiſenotizen in Dinglers Journal Bd. 69.

mig, ungefähr 6 Zoll breit und ¼ Zoll dick; ſie wickeln ſich auf ganz ſchmale Trommeln, die nur wenig breiter als das Tau ſelbſt ſind, auf, wobei, wie ſchon oben bemerkt, keine Windung neben die andern, ſondern alle auf einander zu liegen kommen. Außer der größeren Tragfähigkeit und Biegſamkeit gewähren die bandförmigen gewebten Taue bei der Schachtförderung noch den beſondern Vorzug vor den runden Seilen oder Ketten, daß ſie jene nachtheilige Veränderung des Momentes, welche bei der Förderung mit gewöhnlichen Tauen aus der progreſſiven Gewichtszunahme auf Seite der leeren hinabgehenden Tonne und aus der gleichzeitigen Gewichtsabnahme auf Seite der emporſteigenden vollen Tonne erfolgt, ziemlich ausgleichen. Denkt man ſich nämlich im Grund des Schachtes eine volle Tonne im Begriff emporzuſteigen und gleichzeitig oben in der Mündung des Schachtes eine leere Tonne im Begriff, in den Schacht zu ſinken, ſo iſt das Seil auf der erſtern Seite ganz abgewickelt und wirkt auf einen kleinen Hebelarm, auf der letztern Seite aber ganz auf ſich ſelbſt aufgewunden und muß daher hier, als auf einen weit längern Hebelarm wirkend, angeſehen werden. Bei erfolgender Förderung kann nun allerdings, beſonders bei bedeutenden Tiefen, leicht der Fall eintreten, daß zuletzt die leere Tonne und das zunehmende Tau zuſammen die emporſteigende volle Tonne an Gewicht übertreffen; allein nichts deſto weniger wird bei der letztern das ſtatiſche Moment ſtets überwiegend bleiben, weil in dem Maaſe, als auf Seite der leeren Tonne die Laſt ſich vergrößert und auf derjenigen der vollen Tonne ſich vermindert, auch die Hebelarme, auf welche die Laſten wirken, einerſeits ſich verkürzen, andererſeits zunehmen. Es wirkt daher das bandförmige Tau dadurch, daß es ſpiralförmig ſich aufwickelt, bei der Schachtförderung in demſelben Sinne, wie der Gerſtner'ſche Spiralkorb.

Auf der benachbarten Grube Guley verdient die Anwendung zweier Drahtſeile, welche hier durch den ganzen Schacht geſpannt ſind und als Leitung für die auf- und niederſteigenden Tonnen die Stelle der gewöhnlichen Holzleitung vortheilhaft vertreten, beſondere Beachtung. Die Methode der Drahtſeilleitung iſt ganz neu und findet in den benachbarten Gruben immer mehr Eingang. Fig. 37 zeigt den an dieſer Leitung auf- und niedergleitenden Mechanismus, an welchen die Förderungswagen gehängt werden. Er beſteht aus einem eiſernen Rahmen **A**, deſſen vier gabelförmige Seitenarme die ſenkrechten Drahtſeile **a a** umfaſſen. Auf jeder Seite enthält der Rahmen vier Friktionsröllchen **b b b**.... mit concaver Peripherie, welche die Drahtſeile zwiſchen ſich nehmen. Unten am Rahmen ſind zwei Haken **c c** angebracht und an dieſe wird der Förderungswagen **B** mittelſt zweier entſprechender Ringe eingehängt.

Auf der Grube Val Bénoit, nahe bei Lüttich, am linken Maasufer, geſchieht die Kohlenförderung aus einem 600 Fuß tiefen

Schacht mittelſt flacher, in Spaa angefertigter Taue, welche 8 Zoll in der Breite und 2 Zoll in der Dicke meſſen. Wo der Schacht zu Tage geht, iſt eine ſehr zweckmäßige Anordnung getroffen, welche den Arbeitern das Herüberziehen der vollen Steinkohlenwagen über die Schachtöffnung erſpart. Die Skizze in Fig. 38, Taf. 19 wird hiervon eine deutliche Anſchauung geben. Die Stelle der ſonſt üblichen Fallthüren vertritt hier eine mit Rollen unterlegte Bühne oder Plattform **A**, welche auf einer geneigten Eiſenbahn **a a** über den Schacht gerollt werden kann. Das Heraufziehen der Bühne wird von einem der Stürzer durch Umdrehung der mit Kurbel und Sperrrad verſehenen Winde **b**, von welcher aus ein Seil erſt um die horizontale Rolle **c** läuft und dann an die Bühne **A** befeſtigt iſt, bewerkſtelligt. Während der Förderung iſt die Schachtöffnung frei und die Bühne verharrt in der auf der Zeichnung angegebenen Lage. Sobald aber der Steinkohlenwagen **B** zu Tage angelangt iſt, wird der bei **b** ins Sperrrad greifende Sperrhaken frei gemacht, worauf die Bühne von ſelbſt über den Schacht rollt, an die Eiſenbahn **d** ſich anſchließend. Nun läßt der Maſchinenwärter den Förderungswagen auf die Bühne herabſinken; wegen der geneigten Lage der letztern rollt er über dieſelbe hinweg nach der Eiſenbahn **d** hin, auf welcher er ſofort, nachdem das Seil losgemacht worden iſt, weiter geſchoben wird.

Wenige Schritte vom Schacht iſt eine ſogenannte *ſelbſtwirkende ſchiefe Fläche*, **self-acting inclined plane**, mit einer Doppelbahn angelegt. Auf ihrem Gipfel befindet ſich eine horizontale Welle mit zwei Ketten, welche ſich nach entgegengeſetzter Richtung auf- und abwickeln, ſo daß, wenn das Ende der einen Kette am Fuß der ſchiefen Fläche angelangt iſt, das Ende der andern Kette die Höhe erreicht hat.

Der volle, gegen 8 Centner faſſende Steinkohlenwagen wird oben an die Kette befeſtigt, an den Rand des Abhanges geſchoben und dann ſich ſelbſt überlaſſen, indem er hinabrollt, zieht er zugleich auf der andern Bahn durch ſein Uebergewicht einen leeren Karren die ſchiefe Fläche hinauf. Bemerkenswerth iſt das an der erwähnten horizontalen Welle angewendete, in Fig. 39 von der Seite abgebildete *Bremswerk*, welches dazu dient, die allzugroße Beſchleunigung des hinabrollenden Kohlentransports zu mäßigen. **A** iſt eine an der Förderungswelle ſitzende eiſerne Scheibe, gegen welche der Aufſeher im nöthigen Falle die Bremsſchuhe **b c** anpreßt; dieſe ſind an die eiſernen, durch die Stange **d** mit einander in Verbindung ſtehenden Hebel **B** und **C** befeſtigt. Die Axe **a** iſt die einzige, welche in einem feſten Lager ruht, um dieſe dreht ſich das ganze Syſtem. Zur Handhabung des Bremswerks dient der Griff **e**.

Von welcher Bedeutung die Fabrikation der Seile in Belgien iſt, läßt ſich ſchon aus ihrer großen Konſumtion zur Förderung in den Kohlengruben abnehmen. Die ſteigende Nachfrage nach guten Förderſeilen für die immer zahlreicher werdenden Steinkohlengruben, ihr hoher Preis und ihre ſchnelle Abnutzung erweckte auch hier mit Recht die Grundſätze der Oekonomie und leitete die ſpekulative Thätigkeit auf ein neues Feld der Induſtrie. Es bildete ſich nämlich vor wenigen Jahren eine anonyme Geſellſchaft für die Fabrikation von Seilen zur Förderung und zu andern Zwecken aus dem *Baſte* der *Aloëblätter*. In allen Seehäfen Europa's, ſo wie in allen größeren Städten Belgiens, finden ſich Depots von dieſem Fabrikat. Schon ſeit mehreren Jahren ſind flache Aloëtaue bereits in mehreren bedeutenden Steinkohlengruben mit dem beſten Erfolg eingeführt. Das flache, in den Gruben des Herrn Braconier bei Lüttich arbeitende Aloëtau beſteht aus ſechs runden Seilen, iſt 6 Zoll breit und 1 Zoll dick und wiegt 10 Pfund auf 3 Fuß Länge.

Der Ingenieur Chevremont ſtellte Verſuche mit Aloëſeilen an, beobachtete die im Gebrauch befindlichen und verglich ihre Leiſtungen mit denjenigen der Hanftaue. Als Reſultate dieſer Forſchungen ergaben ſich folgende Eigenthümlichkeiten, welche die Aloëſeile charakteriſiren und ihnen rückſichtlich der Förderung in den Steinkohlengruben und andern Bergwerken den Vorzug vor den Hanfſeilen geben.

1) Die Aloëſeile repräſentiren ein Tragvermögen, welches im Mittel vier Mal größer iſt, als dasjenige der Hanfſeile von gleichem Durchmeſſer und durch einerlei Verfahren erzeugt.
2) Der Aloëbaſt enthält eine von Natur harzige Subſtanz, welche die aus ihm verfertigten Seile vor den ſchädlichen Einflüſſen der Feuchtigkeit ſchützt und das Betheeren unnöthig macht. Man will gefunden haben, daß Hanfſeile durch das Theeren beinahe $\frac{1}{4}$ ihrer Tragkraft einbüßen.
3) Die glatte Oberfläche der Aloëſeile, welche ihnen einen beſondern Glanz gibt, iſt ſehr geeignet, die Reibung zu vermindern und die Abnutzung zu verzögern. Sie wurden, in endloſer Geſtalt über Rollen laufend, zur Fortpflanzung der Bewegung bei Maſchinen benutzt und von zehn Mal ſo großer Dauer als Hanfſeile von gleichem Durchmeſſer gefunden.
4) Das ſpezifiſche Gewicht der Aloëtaue verhält ſich zum ſpezifiſchen Gewicht der Hanftaue wie 9 : 15. Dieſe große Leichtigkeit iſt ein für die Schachtförderung ſehr zu beachtender Vorzug, namentlich da, wo es ſich um bedeutende Tiefen handelt.
5) Die Aloëſeile verlieren nichts von ihrer Tragkraft, wenn ſie benetzt werden, wogegen die Hanfſeile, ſelbſt wenn ſie neu ſind, durch Benetzung $\frac{1}{4}$ ihres Tragvermögens einbüßen.

Digitized by Google

6) Taucht man ein neues Aloëſeil ins Waſſer, ſo verkürzt es ſich nur um 2 Proc., das Hanfſeil um 9 Proc.
7) Die Aloëtaue zeichnen ſich vor den hanfenen durch ihre ungemeine Biegſamkeit aus. Wer den Straffheitswiderſtand kennt, welchen namentlich ein dickes Hanftau beim Biegen um eine Rolle darbietet, der wird dieſen Vortheil der Aloëtaue zu würdigen wiſſen.

### V. Waſſerhaltungs-Dampfmaſchine von 80 Pferdekräften auf den Steinkohlengruben von Cavaillac bei Vigan im Gard-Departement *).

Dieſe, von dem Ingenieur Hamond erbaute Maſchine gleicht im Allgemeinen den in der Engliſchen Provinz Staffordſhire vorhandenen neueſten Waſſerhaltungsmaſchinen, allein ſie hat das Eigenthümliche, daß ſie durch eine ganz neue Einrichtung der Speiſungsventile ohne viel Mühe in der kürzeſten Zeit aus einer einfachwirkenden in eine doppeltwirkende verwandelt werden kann. Es gibt ſehr viele Fälle, in denen es nöthig iſt, von vorn herein eine Maſchine zu beſitzen, deren Kräfte auch für den weitern Betrieb einer Grube ausreichen, obwohl man anfänglich dieſe Kräfte nicht ganz anzuwenden braucht. Man erreicht dieſen Zweck bei einer Maſchine, die einfach und doppelt wirken kann, indem dieſelbe gleiche Vortheile gewährt, wie zwei Maſchinen, von denen jede die Hälfte der Kraft hat und wobei doch die Einfachheit und die Erſparung Statt findet, welche eine Maſchine gewährt. Bei der Doppelwirkung hat dieſe Maſchine 80 und bei der einfachen Wirkung 40 Pferdekräfte und weil bei der letztern der Dampf nur auf der einen Seite des Kolbens wirkt, ſo verbraucht man folglich nur ein Mal die Capacität des Cylinders bei jedem Doppelhub. Es iſt alsdann nur die Hälfte der Feuerung nöthig, indem ein Keſſel zur Dampferzeugung ausreicht, wogegen bei der vollen Benutzung der Kraft der Maſchine zwei erforderlich ſind. Vermehren ſich daher bei größerer Ausdehnung des Grubenbetriebes die Grundwaſſer, ſo kann man ſie leicht gewältigen, da man nach einer Stunde die Kraft der Maſchine zu verdoppeln im Stand iſt. Dieſe ganze Kraft kann man auch anwenden, wenn in Folge eines Stillſtandes der Maſchine die Waſſer im Schacht aufgegangen ſind und man ſie in möglichſt kurzer Zeit wieder gewältigen muß, um alle Punkte der Grube wieder betreiben zu können.

Der in Fig. 5, Taf. 5 im Durchſchnitt dargeſtellte Theil der Maſchine, welcher die Steuerventile enthält, gibt einen richtigen Be-

*) Aus den Annales des Mines, 3. Sèr., Tome VII., p. 103.

griff von dieſer einfachen und nützlichen Einrichtung, wogegen die allgemeine Einrichtung der Maſchine in den übrigen Figuren dargeſtellt worden iſt.

Fig. 1 gibt eine Vorſtellung von der Lage des Gebäudes, von dem Cylinder, der Maſchine und von den beiden Schächten. **a b c d** Gebäude, welches im Innern nur 16 Fuß lang und 12 Fuß tief iſt. Die beiden Mauern **a c** und **b d** erfüllen alle Bedingungen zur Aufnahme des Balanciers. Es wird zwar nur eine einzige Mauer **a c** zu dieſem Zweck angewendet, allein wenn aus irgend einem Grunde die Waſſerhaltung, ſtatt mittelſt des Schachtes **e**, aus dem Schacht **f** bewerkſtelligt werden ſoll, ſo kann auch die Stellung des Balanciers umgekehrt werden. Der Cylinder **g** liegt mitten im Gebäude; die Entfernung ſeines Mittelpunktes bis zur Mitte der Mauer iſt gleich der Hälfte der Balancierlänge und die andere Hälfte erſtreckt ſich bis zur Mitte des Schachtes **e**, um drei Kolbenſtangen von Pumpen aufzunehmen. Jeder Schacht iſt 5 Fuß weit und enthält drei Kunſtſätze, von denen der eine in der Mitte, die beiden andern zu beiden Seiten von jenem liegen, ſo daß die drei Axen jede 20 Zoll von der andern entfernt ſind und daß ſie den Durchmeſſer von 60 Zoll des Schachts gleich theilen. Sie liegen in der Richtung des Balanciers, wie man aus Fig. 2 erſieht.

Da nun auf dieſe Weiſe die drei Kolbenröhren der Sätze von dem Balancier-Mittelpunkte ungleich entfernt ſind, ſo hat jeder Kolben einen verſchiedenen Hub, ein ſehr zweckmäßiger Umſtand, wenn die Waſſerhaltung durch verſchiedene Sätze erfolgt. Die Säule mit dem ſtärkſten Hube gibt etwas mehr Waſſer, welches beim Saugen des folgenden Satzes durchaus nothwendig iſt und dieſer zweite gibt dem dritten, der von dem Drehungspunkt am entfernteſten iſt, einen ähnlichen Ueberſchuß. Bei der gewöhnlichen Einrichtung haben die drei in der Quere liegenden und am Ende des Balanciers aufgehängten Säulen alle gleichen Hub, weshalb die Kolbenröhren verſchiedene Durchmeſſer haben müſſen und man auch dreierlei Kolben haben muß, wodurch das Auswechſeln dieſer Stücke ſtets mit Umſtänden verbunden iſt, die doppelt nachtheilig beim Grubenbetriebe ſind.

Eine andere, gleich wichtige Betrachtung, welche dieſer Einrichtung den Vorzug vor derjenigen gibt, bei welcher die Kolbenſtangen in der Quere ſtehen, mögen die Pumpen nun in Sätzen vorgerichtet ſeyn oder mögen ſie ſämmtlich zu Tage ausheben, beſteht darin, daß man die eine oder die andere Stange abhängen kann, ohne daß die übrigen außerhalb der Centrallinie des Balanciers wirken. Bei der gewöhnlichen Einrichtung, wo die Sätze in der Quere ſtehen, wird, ſobald man eine Kolbenſtange abhängt, der Balancier zur Seite gezogen. Es iſt dies der Fall, mögen nun die Kolbenſtangen an einer Hauptſchachtſtange oder mögen ſie, wie es

bei den neuern Einrichtungen der Fall iſt, unmittelbar an dem Balancier hängen; ſtets leiden entweder die Stangen oder der Balancier.

Die drei Sätze werden zu beiden Seiten von Eiſenplatten getragen, indem die Kränze von jenen darauf ruhen. Sie laſſen zu beiden Seiten Platz genug, daß das Schachtabſinken vor ſich gehen kann. Die Schächte ſind mit Ziegelſteinen ausgemauert und bieten ganz glatte Wände dar; der Schacht f dient zur Förderung und iſt mit dem Schacht e, in zweckmäßigen Tiefen, mittelſt Strecken mit elliptiſcher Mauerung durchſchlägig.

Die Figg. 2, 3, 4 und 5 zeigen die allgemeine Einrichtung und die Haupttheile der Maſchine.

Fig. 2, Seitenaufriß, an welchem man hauptſächlich die Einrichtung der drei Pumpen in dem Schacht und die Art und Weiſe erſieht, wie die drei Stangen mit dem Balancier verbunden ſind.

Fig. 3, Anſicht von der Maſchine nach einer Ebene, welche durch die Drehungszapfen des Balanciers geht. Der Condenſator und die Luftpumpe ſind im Durchſchnitt dargeſtellt, indem man in Fig. 2 wenig davon ſehen kann.

Fig. 4, Anſicht von dem einen Ende des Balanciers, auf welcher man die Kunſtſätze und das Gegengewicht ſieht, welches letztere in Thätigkeit iſt, ſobald die Maſchine einfach wirkt.

Fig. 5, Durchſchnitt des Stücks mit den Steuerungsventilen, in welchem deren Anordnung dargeſtellt worden iſt. Durch dieſe Ventile wird es möglich, die Maſchine nach Belieben einfach- und doppeltwirkend zu betreiben.

Auf allen Figuren ſind gleiche Gegenſtände mit gleichen Buchſtaben bezeichnet worden.

**A**, der Cylinder, der in der Mitte der vier Mauern ſteht und einen Mantel von dünnem Blech hat, mit einem Zwiſchenraum von 18 Linien, welcher zur Verminderung der Abkühlung mit feſtgeſtampftem Holzkohlenklein ausgefüllt iſt.

**B**, der Balancier, welcher, wie Fig. 3 zeigt, doppelt iſt.

**C**, Kolbenſtange.

**D**, Parallelogramm, deſſen ſenkrechte Stangen maſſiv und da, wo die Pfannen vorhanden ſeyn müſſen, mit Oeffnungen verſehen ſind, indem die durchbrochenen Stäbe oder Bügel, wenn ein Splett herausfällt, den ganzen Apparat derangiren und ſehr nachtheilige Folgen haben. Fällt dagegen aus dieſen Stangen ein Splett, ſo verſchiebt ſich der Apparat höchſtens um einige Linien in den Pfannen, welches der Maſchiniſt leicht hören und dann den Schaden ſofort verbeſſern kann.

**E**, die drei Pumpenſtangen, welche in der Mitte zwiſchen den beiden Balancierhälften an Bolzen hängen und zu den drei gußeiſernen Säulen **F** herabgehen. Iſt die Säule in Sätze abgetheilt, ſo

geht nur ein einziger zu Tage aus, allein die Stangen haben ſtets die Einrichtung wie in der Abbildung.

G, Querbalken von Holz, um den Hub des Balanciers an einem gewiſſen Punkt aufzuhalten. Da dieſer Hub durch das Spiel der Ventile regulirt wird, ſo ſind die Querbalken bei dem gewöhnlichen Gange der Maſchine unnöthig; ſie wirken nur in beſondern Fällen, in denen ſie den Kolben verhindern, gegen den Boden oder Deckel des Cylinders zu ſtoßen. In dieſem Fall trifft der Querbalken einen Augenblick vor Vollendung des Hubes die Feder H; jedoch iſt dies nur ſehr ſelten der Fall. Gewöhnlich läßt man dieſe Querbalken gegen Holz ſtoßen; allein hier hat man die Stöße nicht allein durch die Feder H, ſondern auch durch einen darauf befeſtigten blechernen Cylinder h vermieden, in welchem mehrere Lagen von Kork angebracht worden ſind, deren oberſte über den Cylinderrand hervorſteht und die durch einen Kreuzriemen von einander abzugleiten verhindert werden.

J, Reſervoir, welcher aus den Pumpen das Waſſer aufnimmt und aus welchem der Condenſator geſpeiſt wird.

XY, Linie der Bodenoberfläche. j, die beiden erſten Paare von auf die Kante geſtellten Platten, welche nicht ſtärker, als die Kränze der Röhren ſind, welche mittelſt der kleinen Keile i von dieſen Platten getragen werden. Unter allen Kränzen der Länge der Röhren ſind ſolche Platten angebracht.

I, Luftpumpe; K, Condenſator. Der Deckel dieſer Pumpe hat eine etwas geneigte Lage, um den Stoß der Oberfläche des Waſſers zu vermeiden, wenn dieſes gegen jenen trifft, um es zum Ausgange zu leiten. Dieſe Pumpe iſt mit der untern, vom Condenſator herkommenden Röhre ſo verbunden, daß dieſer ganz entleert wird, ſtatt daß darin, wie es bei manchen Dampfmaſchinen der Fall iſt, eine Maſſe warmes Waſſer darin bleibt.

Das Spiel der Ventile zeigt nichts Bemerkenswerthes und unterſcheidet ſich von denen anderer Apparate nur durch die geringere Anzahl der Stücke.

Fig. 5 erläutert die Anordnung der Steuerventile, durch welche ſich die Maſchine von andern auszeichnet und durch welche ſie ſowohl einfach, als doppelt wirken kann. l iſt das Dampfrohr, welches in ſeinem weitern Verlaufe nach dem Keſſel führt; das Rohr m führt zum Condenſator; das Rohr n iſt immer mit Dampf gefüllt. x y z ſind drei Verbindungsſtellen, an welchen entweder eine Vollſcheibe von Metall eingelegt und feſtgeſchraubt werden kann, durch welche die Rohröffnung verſperrt wird, oder wo bloße Metallkränze eingelegt werden, die nur zur Verbindung der einzelnen Stücke in der gegebenen Entfernung dienen, ohne im Verlaufe der Rohröffnung die mindeſte Störung hervorzubringen. In unſerer Fig. 5 ſind bei x und z wirkliche Scheiben eingelegt gedacht, durch welche

die Röhre unterbrochen wird, während bei y nur ein metallner Kranz dazwiſchen geſchraubt iſt; in dieſem Falle wirkt die Maſchine nur einfach und zwar auf folgende Art:

Das Ventil 1 bleibt immer aufgehoben und die Steuerung wird einzig durch das Spiel der drei andern bewirkt; ſind nun, wie in der Figur, 2 und 3 offen, das Ventil 4 dagegen geſchloſſen, ſo tritt der Dampf aus der Röhre l durch das Ventil 2 und der Hals **a** in den Cylinder und drückt auf den Kolben von oben, während der unter demſelben befindliche Dampf vom vorhergehenden Spiele durch den Hals b und das Ventil 3 in das Rohr **m** treten und condenſirt werden kann. Hat der Kolben ſeinen tiefſten Stand erreicht, ſo ſchließen ſich die Ventile 2 und 3, das Ventil 4 öffnet ſich, der Dampf aus dem Keſſel iſt daher ganz abgeſchloſſen, dagegen kann der über dem Kolben befindliche durch **a m n**, 4 und **b** von unten in den Cylinder gelangen, ſo daß auf den Kolben von oben und unten ein gleich ſtarker Druck Statt findet, folglich derſelbe im Dampfe ſchwimmt und durch ein Gegengewicht, welches ſchwerer iſt, als die ſtatthabende Hindernißlaſt, in die Höhe gezogen werden kann. Sobald er den höchſten Punkt erreicht hat, tritt das vorige Spiel der Ventile ein, 4 ſchließt ſich, 2 und 3 öffnen ſich und der Niedergang des Kolbens erfolgt zugleich mit der Condenſation des Dampfes, der ſchon gewirkt hat.

Soll aber die Maſchine doppelt wirken, d. h. ſoll der Aufgang und der Niedergang des Kolbens durch Dampfdruck bewirkt werden, ſo müſſen x und z offen, dagegen y geſchloſſen ſeyn und alle vier Ventile ſchieben. Sind in dieſem Falle die Ventile 2 und 3 offen, die Ventile 1 und 4 geſchloſſen, ſo geht der aus dem Dampfrohre l kommende Dampf durch das Ventil 2 und wirkt von oben auf den Kolben, während das Condenſatorrohr m durch das Ventil 3 mit dem Raum unter dem Kolben in Verbindung ſteht und der Dampfdruck in demſelben verrichtet wird. Sobald der Kolben am Ende ſeines Laufs angelangt iſt, kehrt ſich die Stellung der Ventile um, d. h. 1 und 4 öffnet ſich, 2 und 3 ſchließt ſich und der Dampf geht durch n und das Ventil 4 unter den Kolben, während m und m′ mit dem Raum oberhalb des Kolbens in Verbindung treten und, da die Verbindung zwiſchen m′ und n durch die eingeſchraubte Scheibe y aufgehoben iſt, die Condenſation des darin befindlichen Dampfs bewirken.

Man wird einſehen, daß, ſo lange als der Schacht noch keine bedeutende Tiefe erlangt hat, die Pumpenſtangen noch nicht ſehr lang und daher auch noch nicht ſo ſchwer ſind, um die Hebung des Dampfkolbens zu veranlaſſen. Aus dieſem Grunde wendet man die in der Abbildung dargeſtellte Tonne als Gegengewicht an, indem man es der Sicherheit der Arbeiter in dem Schacht wegen für zweckmäßiger gehalten hat, daſſelbe an dieſem Punkt, als am Ende des

Balanciers anzubringen. Sobald die Pumpenſtangen hinlänglich lang und ſchwer geworden ſind, bleibt das Gegengewicht weg und wenn die Maſchine doppelt wirkt, ſo belaſtet man das entgegengeſetzte Ende des Balanciers verhältnißmäßig mit Gußeiſenſtücken. Die Anordnung der Pumpen bietet die größte Leichtigkeit dar, um die Kolben oder Ventile auszuwechſeln und wenn ſie auch ganz unter Waſſer ſtehen. Die Keſſel haben eine ſolche Einrichtung, daß der Heitzer nichts von der Hitze und eben ſo wenig von der Aſche rc. zu leiden hat. Die Heitzöffnungen ſind durch doppelte Thüren verſchloſſen, ſo daß zwiſchen ihnen die kalte Luft einſtrömt und die Aſche fällt, ohne daß der Heitzer es ſieht, in einen tiefen Aſchenfall.

**VI. Wir beſchreiben nun zwei Pumpenwerke zur Waſſergewältigung in den Steinkohlengruben zu Anzin und zu Creuſot in Frankreich*).**

Zu Anzin wendet man eine Saug- und Druckpumpe an, die in Fig. 1 **a**, Taf. 7 im Durchſchnitt dargeſtellt worden, *wogegen* Fig. 1 **b** ein horizontaler Durchſchnitt nach der Linie **a b**, *Fig. 1* **a** iſt. Sie beſteht aus einem Cylinder, in welchem ſich ein ſehr ſorgfältig abgedrehter Kolben bewegt. Derſelbe geht oben durch eine Stopfbüchſe, welche der einzige reibende Theil iſt. Durch die ganze Länge des Kolbens geht eine Eiſenſtange **A B**, die an die Schachtſtange befeſtigt iſt und welche zwei gußeiſerne Platten **C C** und **D D** mit einander verbindet, die den inwendig hohlen Kolben an ſeinen Enden verſchließen. Das Kolbenrohr iſt mit der Kapelle oder Ventilkammer zuſammengeſchraubt, von deren Boden das Saugrohr **E** und von deren oberm Theil das Steigerohr **F** abläuft.

Das am obern Ende des Saugrohrs **E** angebrachte Klappenventil **C** iſt mit einem Anſatz verſehen, um ſein Umſchlagen zu verhindern. Es hebt ſich während des Aufgangs von dem Kolben, ſo daß das angeſaugte Waſſer in die Kapelle dringen kann. Ein zweites, ſich um ein Charnier bewegendes Klappenventil **N** iſt unten an dem Steigerohr angebracht; es öffnet ſich beim Niedergange des Kolbens, ſo daß das Waſſer, welches während des Aufganges in die Kapelle eingedrungen war, in die Höhe ſteigt. Das Steigerohr hat über dem Ventil eine mittelſt einer Gußeiſenplatte **M** verſchloſſene Oeffnung und an der Platte iſt eine Stange befeſtigt, gegen welche das Ventil ſtößt, ſo daß es nicht überſchlagen kann. Das Schmieren des Kolbens kann übrigens ſehr leicht bewerkſtelligt werden, weil bei ſeinem Gange der gegen die Stopfbüchſe reibende Theil

*) Aus dem Atlas du Mineur et du Métallurgiste de l'an 1838, p. 15 et Pl. 56.

faſt gänzlich aus dem Kolbenrohr heraustritt. Fig. 10 zeigt die Verbindung des Schachtgeſtänges.

In dem Duche-Schacht der Steinkohlengruben von Creuſot bedient man ſich einer Pumpe von ganz eigenthümlicher Form, die in Fig. 2 im Aufriß und in Fig. 3 im ſenkrechten Durchſchnitt dargeſtellt worden iſt. Sie beſteht aus dem Kolbenrohr **AB**, in welchem ſich ein hohler, aus Kupfer beſtehender Kolben bewegt, der durch eine Stopfbüchſe am untern Ende des Kolbenrohrs geliedert wird. Am untern Theil der Kapelle oder des Ventilkaſtens iſt ein Ventil **O**, Fig. 3 und 7 angebracht, welches größer als das Ventil **O'**, Fig. 3 und Fig. 8 am obern Ende des Kolbens iſt, denn eine von den Bedingungen, denen dieſes Ventil **O'** unterworfen iſt, beſteht darin, daß es durch den Ventilkaſten heraus genommen werden kann, wenn es einer Reparatur bedarf, um nicht die ganze Pumpe aus einander nehmen zu müſſen.

Am untern Ende des Kolbens iſt ein Saugrohr **CD** befeſtigt, welches mit jenem auf- und niedergeht und unten von der feſtſtehenden Röhre **EF** umſchloſſen iſt, auf welche der atmoſphäriſche Druck frei einwirken kann.

Der Kolben hat nicht weit von ſeinem Ende zwei Supports **mn**, Fig. 2 und 5, welche zwei eiſerne Lappen **xx'** tragen, die an langen Stangen befeſtigt ſind, welche ihrerſeits mit dem Balancier in Verbindung ſtehen. Bei der abwechſelnden Bewegung dieſes letztern ſteigt und fällt der Kolben nebſt dem damit verbundenen Saugrohr. Fig. 6 zeigt die Verbindung der Stangen.

Wenn der Kolben den höchſten Punkt ſeines Laufs erreicht hat, ſo ſind die beiden Ventile **O** und **O'** geſchloſſen und es ſtellt ſich die Luftleere zwiſchen beiden her. Indem aber der Kolben ſinkt, öffnet ſich das Ventil **O** und das Waſſer ſteigt in dem Kolben ſo hoch empor, als die Höhe des Hubes (hier 1,35—1,40 Meter) beträgt. Eben ſo öffnet ſich bei der aufwärts gehenden Bewegung des Kolbens das Ventil **O'**; das Waſſer wird auf dieſe Weiſe in die Ventilkammer und in ein höheres Niveau getrieben.

Die Pumpe beſteht aus fünf Sätzen, gleich der in Fig. 2 und 3, Taf. 7 dargeſtellten und es liegen dieſe Sätze 100 Fuß weit aus einander. Die Waſſergewältigung erfolgt aus einer Tiefe von 450 Fuß. Als die Pumpen vor etwa acht Jahren erſt konſtruirt worden waren, hoben ſie die Waſſer aus 600 Fuß Tiefe und beſtanden aus ſechs Sätzen; allein in Folge eines vor etwa 1½ Jahren Statt gefundenen Einbruchs des Hangenden in den Tiefbauen mußte man dieſe verlaſſen und der Hauptabbau findet jetzt 148 Fuß höher ſtatt, aus welcher Teufe auch die Waſſerhebung erfolgt.

Die Wirkung dieſer Pumpe iſt gering, allein ſie hat den großen Vortheil, einen kleinen Raum einzunehmen; die Röhren ſtehen

alle ſenkrecht über einander und eben ſo die Stangen und erfordern in dem Schacht höchſtens einen Platz von 2 Fuß.

Der in dem Hangenden des Steinkohlenflötzes getriebene Duche-Schacht iſt rechteckig und in drei Abtheilungen oder Trume getheilt, wie Fig. 4 zeigt. In dem mittlern V ſind die Pumpen und die Fahrten für die Arbeiter angebracht. In das Trum M fallen die friſchen Wetter ein und durch das Trum N ziehen die matten aus. Alle drei Trume ſind von unten bis oben luftdicht verbohnt.

Details über Kolben. — Zu Anzin bedient man ſich bei den oben belaſteten Pumpen eines in Fig. 11 und 12 dargeſtellten Kolbens. Er beſteht aus einem bronzenen Muff, deſſen oberer Rand gleichen Durchmeſſer mit dem des Kolbenrohrs hat. Die Kolbenſtange iſt in einem Steg befeſtigt, der mit dem Kolben aus einem Muff gegoſſen iſt; eben ſo geht die Stange auch an der untern Seite des Kolbens durch einen zweiten eiſernen in jenen eingelaſſenen Steg und vor demſelben iſt ein Splett durch eine Oeffnung in der Stange getrieben. Zwei Klappenventile von Kupfer O O bewegen ſich um Charniere an dem obern Stege und ſind *mit Leder* geliedert, ſo daß ſie genau an den Rand des Kolbens *anſchließen*. Die Liederung von dem letztern iſt durch einen ledernen Stulp C C bewirkt, der mittelſt eines eiſernen Ringes D D auf dem Kolben feſtgehalten wird. Je bedeutender nun die Belaſtung des Kolbens iſt, um ſo mehr wird der Stulp gegen die Röhre gedrückt werden und um ſo weniger wird Waſſer von oben nach unten entweichen können. Wenn das Kolbenrohr von Metall und ausgebohrt oder wenn es inwendig mit einer Bekleidung von Kupferblech verſehen iſt, ſo hat dieſe Einrichtung des Kolbens große Vortheile, beſteht es aber nur aus Holz, ſo nutzt ſich die Stulpliederung zu bald ab, ſo daß man ſie oft nach fünf oder ſechs Tagen ſchon wechſeln muß.

Ein anderer, in der Grube du Treuil bei St. Etienne angewendeter Kolben iſt in Fig. 9 und 10 dargeſtellt. Er beſteht aus einem cylindriſchen Muff, der oben einen vorſtehenden Rand und einen quer übergehenden Steg angegoſſen hat, in welchen man die Kolbenſtange mittelſt eines Bügels befeſtigt. Ueber den Muff werden nun Lederringe geſchoben und gegen den obern Rand durch einen eiſernen Ring A mittelſt der Bolzen a a a feſtgepreßt. Durch Nachziehen der Schraubenmuttern werden die Lederringe dünner, dehnen ſich aber in der Breite aus und auf dieſe Weiſe kann man dieſe Liederung ſehr lange benutzen.

## Achtes Kapitel.

### Von der Gewinnung der Braunkohlen in der Gegend von Bonn am Rhein.

In dem Brühler Braunkohlenreviere bei Bonn beſtehen ſeit langer Zeit zwei eigenthümliche Abbaumethoden unter dem Namen: Kuhlen- und Tummelbau. Sie gewähren keine vollſtändige Gewinnung der Braunkohlen, ſondern es gehen dabei große Maſſen des Brennmaterials für immer verloren. Außerdem führen ſie eine Menge von Gefahren für die Bergleute herbei. Obgleich ſeit 1816 ſchon ſehr viel zur Verbeſſerung dieſer Abbaumethoden geſchehen iſt, ſo ſind doch die weſentlichen Mängel derſelben ſo tief begründet, daß ſie ſich nur durch gänzliche Verdrängung derſelben beſeitigen laſſen.

Wir geben hier eine Beſchreibung beider Abbaumethoden nach einer Abhandlung des Herrn Geheimen Oberbergraths v. **Dechen** in Berlin, in Karſtens Archiv, 2. Reihe, Bd. III., S. 413 ꝛc.

#### I. Kuhlenbau.

Bei einer Bedeckung des Braunkohlenlagers von 10—20 Fuß mit einem leicht zu gewinnenden Obergebirge (Hangenden) und bei einer größern Mächtigkeit des ohne beſondere Waſſerlöſung zu fördernden Theils des Braunkohlenlagers, als die des Obergebirges, ſollte man glauben, daß die einfachſte Art des Abbaues der regelmäßigſte Tagebau durch Abraum ſey und daß die Natur dieſer Verhältniſſe von ſelbſt darauf hindeute. Dennoch ſind aber nur wenige Punkte in dem Brühler Revier geweſen, wo früher eine ſolche regelmäßige Abraumsarbeit betrieben worden iſt und man kann eigentlich nur die Grube Umlauf zu Bachem als ein ſolches Beiſpiel anführen.

Der Grund davon liegt ganz beſonders in der frühern Berechtigung des Grundeigenthümers, Braunkohlen auf ſeinen Grundſtükken zu gewinnen, welche auch durch das Franzöſiſche Bergwerksge-

ſetz von 1791 erhalten wurde. Ein regelmäßiger Tagebau läßt ſich nicht auf jedem Fleck, wenigſtens nicht vortheilhaft anfangen, wenn er gleich mit großem Vortheil ſich von einem andern Anfangspunkt aus über denſelben verbreiten kann. Es bildete ſich alſo eine Art von oberirdiſchem Abbau aus, welche, mit beinahe gar keinen Anlagekoſten verbunden, unmittelbar zur Gewinnung der Braunkohle führte und auf jedem Grundſtück, auch dem kleinſten, von den regelloſeſten Grenzen umgebenen, in Anwendung gebracht werden konnte und dies iſt der Kuhlenbau.

Man teufte einen weiten Schacht von 10—14 Fuß im Gevierte durch das Obergebirge und durch die Braunkohle bis auf den natürlichen Waſſerſtand ab und zog mit einem über den Stoß herüber ragenden Haſpel die Förderung auf die Oberfläche des Gebirges. Dann ſtürzte man das zunächſt an dieſer Kuhle — ſo nennt man den offenen Raum — liegende Tagegebirge in dieſelbe, brauchte es nicht zu fördern und entblößte ſo einen zweiten Raum auf der Lageroberfläche, worin ein zweiter Schacht von denſelben Dimenſionen des erſtern abgeſunken werden konnte. Zwiſchen beiden blieb eine Wand ſtehen, ſtark genug, um das in der erſten Kuhle verſtürzte Obergebirge zu halten. Die Braunkohle wurde auf die Oberfläche des Gebirges gezogen. Auf dieſe Weiſe arbeitete man weiter, bis eine größere Fläche ausgebaut war und ſich ein Raum gebildet hatte, welcher ungefähr in einem Niveau mit der Lageroberfläche lag; unter derſelben, wenn das Obergebirge nicht ausreicht, die Kuhlen ganz zu füllen, über derſelben, wenn daſſelbe in größerer Menge vorhanden war.

Zu dieſem Raum bahnte man durch Einſchneidung einen Weg und legte nun den Formplatz auf dieſem abgebauten Felde an, wodurch man den Vortheil erhielt, die ganze Maſſe der Förderung nicht höher ziehen zu dürfen, alſo die Förderteufe um die Hälfte etwa abzukürzen. In dieſem Zuſtande fand ſich der Kuhlenbau im Jahr 1816 allgemein zu Walberberg, Bären, Bären am Schild, bei Pingsdorf, Gabgay, Rodderhof, Benten und Hürth; ferner zu Balkhauſen, Brüggen, Gierdorf und Lieblar. An vielen Punkten mußte jedoch die Braunkohle auf die Oberfläche des Tagegebirges gefördert werden, weil auch die geringſten Koſten zur Einebenung des Formplatzes auf der Oberfläche des Lagers geſcheut worden waren oder weil viel abgebautes Grundeigenthum den Weg verſperrte. Selbſt bis ins Jahr 1819 war es noch nicht möglich geweſen, dieſem großen Uebelſtand allgemein abzuhelfen, und es fanden ſich am Ende dieſes Jahres noch acht Gruben, welche die Haſpel auf der Oberfläche des Tagegebirges auf dem lockern Obergebirge liegen hatten, um die Förderung heraufzuziehen.

Der lockere Abraum ſteht zwar auf kurze Zeit im ſeigern Stoß, ohne zuſammenzugehen und dieſer mußte bei der Einrichtung ſolcher

Haſpel, welche für lebensgefährlich anerkannt werden mußten, erhalten werden; aber die Abſchaffung eines ſolchen Arbeitsverfahrens war polizeilich nothwendig. Es mußte angeordnet werden, keinen Haſpel auf das lockere Obergebirge zu legen, die Kuhle im Braunkohlenlager nicht im ſeigern Stoß mit dem Obergebirge abzuteufen, ſondern eine Breite (Berme) von 3 Fuß abgeräumter Lageroberfläche dazwiſchen zu laſſen und das Obergebirge ſelbſt unter einem Winkel von 45° abzuböſchen; Vorſchriften, welche jetzt allgemein befolgt werden. Aber die Kuhlen wurden früher mit dem Abraum nicht nur in einen ſeigern Stoß geſetzt, um den möglichſten Gewinn für den Augenblick zu ziehen, ſondern es geſchah noch mehr. Die Stöße der Kuhlen im Kohlenlager wurden ſogar überhängend geführt, um aus denſelben das größte Förderquantum zu ſchaffen, was nur möglich war. Abgeſehen von der großen Gefährlichkeit dieſer Arbeit, indem das Obergebirge leicht dieſe überhängenden Wände zerdrücken konnte, iſt damit auch eine ſo große Unwirthſchaftlichkeit verbunden, daß ſie nicht geduldet werden konnte. Jetzt werden alle Kuhlen mit ſeigeren Seitenſtößen abgeteuft.

Es iſt nicht möglich, die Kuhlen dicht neben einander abzuteufen, es müſſen Sicherheitspfeiler zwiſchen denſelben ſtehen bleiben, welche man Kuhlenwände nennt. Früherhin und beſonders, wenn die Stöße einer Kuhle überhängend geführt worden waren, mußten die Wände der nächſt anſtoßenden an der Lageroberfläche ſehr ſtark genommen werden, damit man nicht in die alte Kuhle hineingerieth und dann in Gefahr war, die neue, ohne ſie bis auf die Waſſer oder ſonſtige Sohle abteufen zu können, verlaſſen zu müſſen. Hieraus ergab ſich eine neue Unregelmäßigkeit, welche nur Verluſte herbeiführte. Wo dieſer Umſtand nicht zu fürchten war, da ließ man ſo ſchwache Wände ſtehen, als nur immer möglich, welche dann aber dem Zuſammengehen ſehr ausgeſetzt waren und die Arbeit gefährlich machten. Für die gewöhnlichen 20—25 und ſelbſt bis 30 Fuß tief im Kohlenlager niedergehenden Kuhlen ſind 3 Fuß ſtarke Wände vorgeſchrieben; für die tiefſten von 42—48 Fuß, wie auf der Roddergrube, 4 Fuß ſtarke Wände, bei denen ein trokkenes und gut ſtehendes Obergebirge ſich findet. Ausnahmen hiervon machen die Gruben zu Kierdorf und Brüggen, wo das thonige und waſſerreiche Obergebirge einen größern Druck ausübt, auch dann, wenn es als Ausfüllungsmaſſe alter Kuhlen dient, wo die Wände, bei Kuhlen, welche bis 36 Fuß tief werden, gegen 6 Fuß ſtark ſeyn müſſen. Jetzt, wo beim Kuhlenbau auf keinem Punkte der Formplatz bedeutend höher als die Oberfläche des Kohlenlagers liegt, läßt ſich derſelbe im Allgemeinen folgendermaaſen beſchreiben.

Es wird neben der zuletzt abgeſunkenen Kuhle abgeräumt und das Obergebirge darin verſtürzt, ſo viel als dieſelbe faßt, wobei alſo gar keine weite Förderung Statt findet. Was nicht darin unterge-

bracht werden kann, wird auf dem abgebauten Felde zur Halde aufgelaufen, wie zu Hürth, ſonſt auf dem Formplatz vertheilt; in den meiſten Fällen iſt letzteres zureichend, weil die bauwürdige Mächtigkeit des Braunkohlenlagers die Höhe des Abraums überſteigt. Iſt die Lageroberfläche entblößt, ſo daß die Kuhle abgeteuft werden kann, ſo wird dieſelbe gewöhnlich quadratiſch 12, 13, 14 und ſelbſt 16 Fuß im Gevierte angeſetzt und ſo, daß ſie 3 Fuß vom Abraum und 3 Fuß von dem abgebauten Feld entfernt bleibt. Die Zeichnungen Taf. 20, Fig. 1—3 ſtellen einen ſolchen Kuhlenbau vor und zwar Fig. 1 im Grundriß, Fig. 2 im Profil und Fig. 3 ebenfalls im Profil beim Beginnen des Schachtabſinkens. **a** iſt die im Abteufen und in der Kohlengewinnung ſtehende Kuhle, **b** der Haspel und **c** die Fahrt.

Die weiche Braunkohle erfordert beim Abteufen kein anderes Gezähe, als Spaten und Keilhauen zum Zuführen der Stöße. Wird die Kuhle ſo tief, daß die Braunkohle nicht mehr heraus geworfen werden kann, ſo wird ein Haspel auf den Rand der Kuhle gelegt. Derſelbe beſteht aus zwei Sohlen von 10—12 Fuß Länge, worauf die Haspelſtützen eingezapft und welche hinten und vorn durch Querriegel mit einander verbunden ſind. Die Haspelſtützen ſtehen etwa 2 Fuß von dem Ende entfernt und ſind durch kleine Streben befeſtigt und oben über dem Rundbaum durch einen Querriegel mit einander verbunden. Die Länge des Rundbaums beträgt 2½ Fuß; er iſt auf einer Seite mit einem krumm gebogenen Haspelhorn von 10 Zoll Länge zu einmänniſcher Förderung verſehen; die Spille iſt mit einem hölzernen, etwa 2 Zoll ſtarken Futter umgeben. Die Befeſtigung eines ſolchen Haspels beſteht lediglich in einigen großen und ſchweren Steinen, welche auf Breter gewälzt werden, die das hintere Ende der beiden Sohlen bedecken. So unterſtützt, ragt das vordere Ende über die Kuhle hervor; der beſte Punkt zur Legung des Haspels iſt eine Ecke, weil er da den meiſten Halt bekommt. Ein Bret, welches auf dem Haspelgerüſt und dem Stoß liegt, dient zum Austritt des Hasplers. Die Fördergefäße ſind Körbe von Weiden geflochten, welche ¾—1 Kubikfuß feſter Kohlenmaſſe enthalten und eine abgekürzt koniſche Geſtalt haben; dieſelben ſind mit ganz einfachen offnen Haken angeſchlagen, ihr Inhalt wiegt etwa 50 Pfd. Eine Fahrt, welche loſe in eine Ecke der Kuhle angeſetzt wird, dient zum Einfahren in dieſelbe.

Zur Abteufung gehört eine Kameradſchaft von drei Mann: ein Häuer, der mit dem Abteufen beſchäftigt iſt, ein Einfüller und Anſchläger, der auch gelegentlich den Häuer unterſtützt und ein Haspelzieher, der zugleich die Förderkörbe über die Halde ſtürzt. Wenn keine beſondern Hinderniſſe eintreten, ſo teuft dieſe Kameradſchaft in einer Kuhle von 13 Fuß oder 2 Lachter ins Gevierte täglich

etwas über 3 Fuß oder ½ Lachter ab. Die Braunkohle, obgleich leicht zu gewinnen, ſteht doch recht gut und es iſt ſelten nöthig, beim Abteufen der Kuhlen einige Zimmerung anzuwenden, da der ganze Bau in der Regel in kürzerer Zeit als vierzehn Tagen vollendet iſt. Wenn ſich jedoch Schalen losziehen wollen, ſo beſteht die Zimmerung in Spreitzen, welche in der Mitte der Kuhle von einer Wand gegen die andere geſchlagen werden und an einem oder beiden Enden mit langen Anpfählen verſehen ſind; es werden auch wohl bisweilen ſolcher Anpfähle übers Kreuz, einer ſöhlig, der andere ſeiger gegen die Wand gelegt. In der Regel hat eine jede Kuhle zwei Stöße gegen das feſte noch ganz anſtehende Feld gekehrt und zwei gegen das abgebaute, von denen ſie durch die 3 Fuß ſtarken Sicherheitspfeiler oder Wände getrennt iſt. Sobald dieſelbe nun bis auf die Waſſer oder die Sohle abgeteuft iſt, ſo fängt das Rauben der Wände an.

Es wird auf der Sohle der Kuhle eine jede der beiden Wände eingebrochen und zwar ſo, daß in der Mitte der Wand ein Pfeiler ſtehen bleibt. Die Wand wird auch nicht ganz durchbrochen, damit das in der nächſt daran liegenden verſtürzte Obergebirge nicht durchbrechen kann und wird nach dem ſich äußernden Druck beurtheilt, wie viel ſtehen bleiben muß. Dieſe niſchenförmigen Aushiebe werden nach oben hin fortgeſetzt, bis ſie etwa eine Höhe von 5—6 Fuß erreichen oder bis man bemerkt, daß der Druck des hinterliegenden verſtürzten Gebirges zu groß wird. Alsdann wird die Kuhle mit Obergebirge ſo hoch verſtürzt, daß die Aushiebe der Wände ganz bedeckt werden und etwa ½—1 Fuß höher.

Von dieſer Sohle aus werden neue Aushiebe gebildet und ſo wird damit fortgefahren, bis die Kuhle etwa auf 5—6 Fuß, von der Lageroberfläche oder der Sohle des Formplatzes angerechnet, zugefüllt iſt. Alsdann wird das verſtürzte Obergebirge in den beiden zunächſt liegenden Kuhlen hinter den Wänden 4—6 Fuß tief aufgegraben, ſo daß dieſe Wände ganz frei ſtehen bleiben und ſie mit Leichtigkeit hereingewonnen werden können. Während alſo die Wände einer Kuhle ausgehöhlt werden, wird ſchon für die nächſt folgende abgeräumt, um jene allmälig mit dem Obergebirge zu füllen. So rückt der Bau mit Zurücklaſſung derjenigen Theile der Wände, welche nicht geraubt werden können, vor und dieſe ſind ſo vereinzelt, ſo vergraben in hoch aufgeſtürzten Maſſen von Obergebirge, daß ſie für immer verloren ſind.

Wenn die Braunkohle recht feſt iſt und gut hält, ſo kann von den Wänden am meiſten wieder gewonnen werden und werden dann auch die vorhin erwähnten Mittelpfeiler in den Wänden fortgenommen und nur die Pfeiler in den Ecken bleiben ſtehen, wie dies zuweilen in der Grube St. Gertrud an der Gabgay geſchieht.

Die tiefſten Kuhlen im ganzen Revier finden ſich auf der Roddergrube, wo ſie bis 48 Fuß Teufe erreichen. Sie erhalten nicht leicht mehr als 14 Fuß ins Gevierte und werden von der Sohle an erſt 15 Fuß hoch mit Obergebirge gefüllt, ehe man anfängt, die Wände zu unterhauen, weil in der Tiefe der Druck auf dieſelben um ſo viel größer iſt und es daher zu gefährlich ſeyn würde, dieſelben zu ſchwächen. Dennoch gelingt es hier nicht ein Mal immer, die Kuhle ganz bis auf die Waſſer niederzubringen. So wird ausdrücklich eines Beiſpiels im Anfang 1825 erwähnt, wo eine Kuhle von 12 Fuß ins Gevierte verlaſſen werden mußte, als noch 21 Fuß Kohle bis zur Sohle anſtanden, weil die Wände den Abraum nicht mehr tragen wollten. Dieſelbe ging auch wirklich bald nachher zuſammen, als ſie verlaſſen war. Fälle dieſer Art können bei dieſer Abbaumethode gar nicht ſelten ſeyn und tragen viel dazu bei, die Verluſte zu vergrößern, welche ſie außerdem herbeiführt.

Bei den Kuhlen zu Brüggen und Kierdorf iſt an ein Unterhauen der ſtarken Wände gar nicht zu denken, da ſie ohnedies kaum hinreichen, dem Druck der oft ſchwimmenden Thonmaſſen in den benachbarten Kuhlen zu widerſtehen, wie dies mehrere Unglücksfälle beweiſen. Da hier Alles darauf ankommt, die Kuhle raſch abzuteufen, ſo wird dazu die Kameradſchaft gewöhnlich durch zwei oder mehr Hilfsarbeiter verſtärkt und auch wohl noch ein zweiter Haspel angelegt, um die Förderung zu beſchleunigen. Dennoch ſind hier die Fälle häufig, wo die Kuhlen nicht bis auf die Waſſer niedergebracht werden können, weil die Wände zu Bruche zu gehen drohen.

Das Obergebirge ſteht nicht in einer fortlaufenden Böſchung, ſondern wird in verſchiedene Stroſſen abgetheilt, welche um 3—4 Fuß zurückgeſetzt und gegen 6 Fuß Höhe erhalten; die Böſchung wird unter 60—70° gemacht. Das Abräumen geſchieht mit zwei oder drei Mann, gewöhnlich Eichenlöhner oder die Pächter ſelbſt und dauert für eine Kuhle wohl 1—1½ Monat, ſo daß eine ſolche Kameradſchaft nicht mehr als 3—4 Kuhlen jährlich abteufen kann. Bei der Abteufung ſelbſt arbeiten drei Mann in der Kuhle, einer am Haspel und ein Karrenläufer; in vier bis fünf Tagen iſt die ganze Kuhle bis 36 Fuß tief abgeteuft, ſo daß täglich 6—8 Fuß heraus gehauen werden.

Die Kohlen müſſen weiter als gewöhnlich von der Kuhle fortgelaufen werden, weil in der Nähe derſelben der zähe und naſſe Thon keine zum Formplatz taugliche Sohle darbietet. Die Kuhlen faſſen bei weitem nicht alles Obergebirge, ein Theil muß daher rückwärts vom Formplatze zur Halde aufgelaufen werden.

An den Punkten, wo das Obergebirge nur 10—15 Fuß mächtig aufgelagert iſt und das Braunkohlenlager bis 30 Fuß tief abgebaut werden kann, geſtaltet ſich der Kuhlenbau von ſelbſt ſchon ſo,

daß er einem regelmäßigen Tagebau ähnlicher wird. Die Kuhlen können nämlich bei weitem nicht mehr mit dem Obergebirge ausgefüllt werden und die Oberfläche des abgebauten Feldes kommt bedeutend tiefer, als die Lageroberfläche zu liegen. Es tritt ein mehr oder weniger hohes Lagertheil über die Formplatzſohle, welches nun ohne Weiteres gänzlich abgebaut werden kann, wobei es gerade eben ſo wie das Obergebirge gewonnen wird. Die Kuhlen werden unter dieſer Sohle nicht mehr ſehr tief und es wird alſo möglich, den größten Theil der Wände zu gewinnen; die Tiefe der Kuhlen wird etwa um $\frac{1}{3}$—$\frac{1}{2}$ größer, als die Höhe des Abraums, wenn derſelbe ganz darin untergebracht wird.

Auf dieſe Weiſe ſind an mehreren Punkten ſchon Baue entſtanden, welche zwiſchen Kuhlen- und regelmäßigem Tagebau in der Mitte ſtehen, wo nur eine Rückwand gegen das abgebaute Feld ſtehen bleibt, aber gar keine Querwände zwiſchen den einzelnen Kuhlen, wie z. B. auf der Marimiliansgrube zu Türnich.

Wenn der Betrieb im Frühjahr aufhört und das Verformen der geförderten Kohlen anfängt, ſo bleibt auf jeder Grube eine Kuhle, auch wohl für jede Kameradſchaft eine offen, welche einige Fuß unter dem Waſſerſtand abgeteuft wird, um als Brunnen zu dienen und das zum Formen nöthige Waſſer zu liefern. Um dieſe Kuhle weniger dem Zuſammengehen auszuſetzen, wird dieſelbe wohl bisweilen in kleinern Dimenſionen als gewöhnlich abgeſunken und erhält bis zu 8 oder 9 Fuß ($1\frac{1}{4}$—$1\frac{3}{8}$ Lachter) ins Gevierte. Quadratiſche Kuhlen ſind die gewöhnlichen, aber ſie erhalten auch jede oblonge Form, wenn irgend Verhältniſſe dieſelbe verlangen, wenn die Grenzen ſie vorſchreiben oder ſtehen gebliebene Feldestheile abzubauen ſind. Eine Kuhle hat im Durchſchnitt eine Oberfläche von 196 Quadratfuß, enthält 4900 Kubikfuß oder etwa 689 Tonnen feſte Maſſe und liefert etwa 34300 Stück Klütten von der kleinern Form.

Die Wände nehmen bei 3 Fuß Stärke 93 Quadratfuß ein und enthalten bei 25 Fuß mittlerer Teufe 2335 Kubikfuß und würden etwa 16345 Stück Klütten liefern; ſie enthalten hierbei 32 Procent oder beinahe $\frac{1}{3}$ des ganzen Feldes, welches, wenn ſie ſtecken bleiben, auf ewige Zeiten verloren iſt, da es wohl kein Mittel geben dürfte, dieſelben zwiſchen dem verſtürzten Obergebirge abzubauen. Im günſtigſten Falle wird aus denſelben noch gewonnen, an den Aushieben der Wände, in jeder Wand ſechs Aushiebe von 5 Fuß Breite, 5 Fuß Höhe und $2\frac{1}{2}$ Fuß Tiefe, 375 Kubikfuß, zuſammen . . . . . . . . . . . . . . . 750 Kubikfuß.

Durch den Abbau des obern 8 Fuß tiefen Wandſtücks . . . . . . . . . . . . . . . 558 „

mithin 1308 Kubikfuß,

ſo daß alſo nur 1027 Kubikfuß hierbei ſtehen bleiben und verloren gehen, oder 3,47 Kub. Lachter = 141 Tonnen, oder 16,5 Procent des ganzen Feldes.

Es iſt alſo bei dem Kuhlenbau in jenen Gegenden ein Verluſt von $\frac{1}{6}$—$\frac{1}{5}$ des ganzen Feldes, wobei alle Mal derjenige noch gar nicht berückſichtigt iſt, welcher dadurch entſteht, daß die Kuhlen in den meiſten Fällen nur bis auf den natürlichen Waſſerſpiegel und nicht bis auf die Sohle des Lagers abgeteuft werden.

Auf der Roddergrube ſind die Kuhlen 14 Fuß ins Gevierte weit, werden 40 Fuß tief und haben 4 Fuß ſtarke Wände, aus denen in den unterſten 15 Fuß gar nichts gewonnen werden kann. Der hierbei Statt findende Verluſt beträgt 26,6 Procent der ganzen zu gewinnenden Maſſe.

Dieſes iſt der geringſte hierbei Statt findende Verluſt; es tritt noch der hinzu, daß 4 Fuß Lager in der Sohle ſtehen bleiben, auf welche niemals mehr ein beſonderer Bau geführt werden kann und die alſo auch als verloren anzuſehen ſind. Dieſer Lagertheil beträgt aber 9 Procent der ganzen Maſſe; mit Hinzurechnung deſſelben beträgt der Verluſt bei dieſem Abbau 30 Procent.

Wenn aber, wie oben erwähnt, es nicht ganz ſelten geſchieht, daß aus den Wänden nichts gewonnen werden kann, ſo ſteigt in dieſen Fällen der Verluſt bis auf 45 Procent, ein Verluſt, von dem man kaum glauben ſollte, daß er mit irgend einer Art von Tagebau verknüpft ſeyn könnte.

Daß dieſe allgemeine Schätzung des Verluſtes beim Kuhlenbau nicht übertrieben iſt, geht aus genauen, im Winter 1829—30 auf der Correnz u. Comp. Grube gemachten Beobachtungen hervor. Es haben hier vier Kameradſchaften elf Kuhlen abgeteuft, welche 10 bis 12 Fuß im Quadrat groß waren und 6—8 Fuß ſtarke Wände hatten. Aus denſelben iſt gefördert worden:

| | |
|---|---|
| Braunkohle . . . . . . . . . . . . . | 73,280 Kubikfuß. |
| in den Wänden iſt ſtehen geblieben . . . . | 87,180 = |
| daher Inhalt des ganzen Feldes . . . . . | 160,460 Kubikfuß. |

Der Verluſt beträgt daher 54,4 Procent des ganzen Feldes und das gewonnene Quantum 45,6 Procent.

Dieſes iſt der Verluſt, den der Kuhlenbau zu Brüggen und Kierdorf bei 25 Fuß mächtig zu gewinnendem Braunkohlenlager herbeiführt, wenn er in ſeiner größten Regelmäßigkeit betrieben wird. Allein in der Wirklichkeit fehlt noch viel, daß er dieſe erreicht. Viele Kuhlen können nicht die gehörige Teufe erreichen, weil das Obergebirge ſie jeden Augenblick zu verſtürzen droht; die Lageroberfläche iſt niemals ſichtbar; der Thon, im Frühjahr durch Regengüſſe erweicht, fließt zuſammen und bedeckt oft viele Fuß hoch das friſch abgebaute Feld. Fängt im Herbſt der Betrieb wieder an, ſo muß dieſe neue

Decke wieder abgeräumt werden, aber oft mögen hier Kuhlenwände von noch größerer Stärke als 6 Fuß ſtehen bleiben und iſt Unregelmäßigkeit in einem ſolchen Bau eingeriſſen, ſo iſt leicht einzuſehen, daß an vielen Stellen ſich kleine Zwickel zwiſchen den Kuhlen bilden müſſen, welche nicht abgebaut werden können, verloren ſind und den ohnehin ſchon großen Verluſt noch mehr ſteigern.

Wie ſchwierig ein jeder Tagebau iſt, wenn das Obergebirge viele Waſſer führt, hat die Weilergrube gezeigt, welche gezwungen worden iſt, den Betrieb auf dem linken Gehänge des Moſchenicher Thales mit einer beträchtlichen Zubuße einzuſtellen, weil eine nur wenige Fuß mächtige waſſerreiche Lage über der Braunkohle ſich befand.

Die meiſten Gruben, auf denen Kuhlenbaue Statt finden, werden von Eigenlöhnern oder von Pächtern betrieben, welche ſie dann auch auf Eigenlöhner Weiſe betreiben. Da, wo gegenwärtig Gedinge Statt finden, wird der Abraum beſonders nach ſeiner Höhe und der Entfernung der Förderung verdungen, auch eben ſo das Abteufen der Kuhlen, entweder fußweiſe oder nach der beſchafften Förderung pro Schachtruthe (à 144 Kubikfuß) des ausgehauenen Raumes. Nur auf der Roddergrube findet ein Gedinge nach der Menge der verformten Klütten ſtatt, welches in ſofern unvortheilhaft einwirkt, als die Arbeiter gar keinen Antrieb haben, ſo viel als möglich rein abzubauen, d. h. ſo viel Förderung, als ſie können, aus einer gegebenen Fläche zu beſchaffen, ſondern nur das größtmöglichſte Quantum mit der geringſten Mühewaltung zu fördern.

Der Betrieb durch Eigenlöhner macht es ſchwierig, die ökonomiſchen Verhältniſſe zu überſehen und die Selbſtkoſten der geförderten Maſſe zu überſchlagen; daſſelbe findet auch bei den ganz eigenthümlichen Verhältniſſen der Verpachtungsweiſen ſtatt. Die Verpachtungen erfolgen in der Regel nach Kölniſchen Ruthen, indem für jede Ruthe ein beſtimmter Preis feſtgeſetzt iſt und gewöhnlich dabei dem Pächter noch zur Pflicht gemacht wird, jährlich eine gewiſſe Ruthenzahl abzubauen. Der Pachtpreis hängt hauptſächlich von der Höhe des Abraums und der Mächtigkeit des zu gewinnenden Lagers, den gegenſeitigen Verhältniſſen dieſer beiden Größen, ab, welche für den Kuhlenbau die wichtigſten ſind.

Ein regelmäßiger Tagebau läßt ſich nur da vorrichten, wo ein ziemlich langer Stoß vorgenommen und fortgebracht werden kann, wo Terrain vorhanden iſt, um die Abraumshalden aufſtürzen zu können und wo die erſten Anlagekoſten, welche ſich ſpäterhin bezahlt machen, nicht geſcheut werden. Dieſer letzte Umſtand iſt einer der wichtigſten. Der Kuhlenbau erfordert gar keine erſte Anlagekoſten, denn ſobald nur 1 oder 1½ Quadratruthen abgeräumt ſind, gelangt man ſchon zur Förderung und dies macht denſelben bei Eigenlöhnern, welche kein anderes Kapital als ihre Handarbeit dem Berg-

bau widmen können, viel vortheilhafter, als der regelmäßige Tagebau. Dieſer letztere ſchafft die Förderung, wenn die erſten Vorrichtungen gemacht ſind, noch eben ſo wohlfeil, als der Kuhlenbau und der Hauptgewinn iſt darin zu ſuchen, daß aus demſelben Felde wenigſtens ⅓ mehr, als mit dem Kuhlenbau gefördert wird.

Es darf nicht befremden, daß die Förder- und Gewinnungskoſten bei dem regelmäßigen Tagebau nicht bedeutend niedriger ſtehen, als bei dem Kuhlenbau. Dieſer letztere hat zwar eine ſehr unvollkommene Förderung, eintrümige Haspelförderung, dagegen hat derſelbe auch beinahe gar keine Förderung des Abraums, indem derſelbe unmittelbar verſtürzt werden kann und hierin gleichen ſich beide Abbaumethoden aus.

Die Anlage des Formplatzes in der unmittelbaren Nähe der Gewinnungspunkte, d. h. dicht vor dem Kohlenſtoß, welche durchaus nothwendig iſt, macht die Anlage des regelmäßigen Tagebaues auf einem neuen Felde eben ſo ſchwierig, als die Verwandlung eines Kuhlenbaues in einen ſolchen. Wäre es nur nothwendig, einen Fahrweg vor dem Kohlenſtoß offen zu erhalten und ließen ſich das ganze abgebaute Feld zu irgend einer beliebigen Höhe mit Abraum verſtürzen, ſo würde die Anlage eines ſolchen regelmäßigen Tagebaues an keinem Punkte die geringſten Schwierigkeiten finden; aber die Förderung der Kohlen nach dem nun entfernt anzulegenden Formplatz würde allen etwaigen Gewinn des Betriebes aufzehren und noch überſteigen.

Der Abraum darf vor dem Kohlenſtoße nicht höher als 10 Fuß aufgeſtürzt werden, ſonſt muß eine Kohlenwand ſtehen bleiben, um denſelben zu halten und es würde ein Bau entſtehen, welcher, ſo wie jetzt auf Maximilian zu Türnich, kein gewöhnlicher Kuhlenbau und auch kein regelmäßiger Tagebau iſt. Die in einer Reihe längs dem Abbauſtoß liegenden Kuhlen ſind durch keine Zwiſchenwände getrennt, ſondern haben nur eine gegen das abgebaute Feld zu liegende Rückwand, welche das dahinter aufgeſtürzte Obergebirge aufhält. Von dieſer Rückwand kann aber gar nichts gewonnen werden und dieſelbe kann nicht über 12—15 Fuß hoch ſeyn. Dieſe Rückwände nehmen etwa bei 3 Fuß Stärke und 12 Fuß Breite der abzubauenden Streifen ¼ und bei 15 Fuß Breite dieſer Streifen ⅕ der ganzen Lagerfläche ein. Da ſie nun nirgend die ganze Höhe des abzubauenden Lagertheils erreichen, ſo wird alſo auch der Verluſt geringer ſeyn.

Der Abraum, wenn er verſtürzt wird, nimmt anfänglich wohl einen um ⅓ größern Raum ein, als im feſten Zuſtand und ſetzt ſich erſt ſpäter dichter zuſammen. Um alſo 1⅔ Lachter hoch denſelben aufzuſtürzen, gehören 1¼ Lachter (7½ Fuß) Höhe feſten Abraumes von gleichem Flächeninhalt dazu. Es werden folglich bei einem regelmäßigen Tagebau nur 1¼ Lachter hoch Abraum an Ort und Stelle

verſtürzt werden können, die abzubauende Mächtigkeit des Braunkohlenlagers mag ſo hoch ſeyn, als ſie will und der übrige Theil des Abraums muß mehr oder weniger weit fortgelaufen werden.

Ueberſchlägt man nach der Raumvermehrung des Abraumgebirges im aufgelagerten Zuſtand und nach dem beim Kuhlenbau Statt findenden durchſchnittlichen Verluſte von $\frac{1}{4}$ der ganzen Maſſe die Abraumhöhe, welche unmittelbar zu verſtürzen iſt, wenn der Formplatz mit der Oberfläche des Braunkohlenlagers in einem Niveau liegt, ſo findet ſich, daß auf jede 16 Fuß Mächtigkeit des Braunkohlenlagers, welches abzubauen iſt, 9 Fuß hoher Abraum verſtürzt werden kann. Wenn alſo die Kuhlen, wie die tiefſten auf der Roddergrube, 48 Fuß erreichen, ſo kann darin 27 Fuß hohes Obergebirge gänzlich verſtürzt werden, wenn der Formplatz in der Höhe der Oberfläche des Lagers liegt.

Soll ein Kuhlenbau daher in einen regelmäßigen Tagebau verwandelt werden, ſo muß der Formplatz allmälig erniedrigt werden, bis er auf 10 Fuß über die Abbauſohle zu liegen kommt und in dieſer Höhe muß er alsdann immer vor dem Kohlenſtoß gehalten werden. Dieſe Bedingungen werden am einfachſten und ſchnellſten erfüllt, wenn man dem Formplatz eine Neigung nach dem Stoße hin gibt, welche bis auf 7 Zoll für 1 Ruthe Länge, $\frac{1}{204}$ oder 2° 47′, ohne irgend einen Nachtheil anwachſen kann. Liegt der Formplatz des Kuhlenbaues noch ſehr bedeutend mehr als 10 Fuß über der Bauſohle, ſo wird die Vorrichtung ſehr beſchleunigt, wenn er überhaupt erniedrigt werden kann und das Terrain zu ſeiner Erweiterung ſogar benutzt oder zu Halden aufgeſtürzt wird. Um aber dem Formplatz eine Neigung gegen den Kohlenſtoß geben zu können, iſt es durchaus nothwendig, einen Stollen oder eine Waſſerſeige zu haben, um die Tagewaſſer, welche vom Formplatze dem Bau zufallen, abzuleiten. Da, wo keine Stollen ſind, ſucht man im Gegentheil den Formplatz in der Nähe der Kuhlen etwas höher zu halten, um die Tagewaſſer vom Bau zu entfernen.

Die Größe des Formplatzes richtet ſich nach der Stärke der Belegung und es macht daher nur in der erſten Anlage Schwierigkeit, denſelben zu erhalten; denn bleibt ſich der Betrieb der Grube gleich und hat ſie ein Mal den nöthigen Raum erlangt, ſo rückt die Formung dem Bau immer nach und auf dem aufgebauten Felde bleibt Raum übrig, der zu andern Zwecken benutzt werden kann.

Wo diejenige Maſſe des Abraums aufzuſtürzen iſt, welche ein regelmäßiger Tagebau nicht dicht vor dem Arbeitsſtoße unterbringen kann, hängt gänzlich von der Lokalität ab und läßt ſich gar nicht allgemein beſtimmen. Nur drei Rückſichten müſſen dabei beobachtet werden:

1) Denſelben nicht über einen bauwürdigen Theil des Braunkohlenlagers aufzuſtürzen, wo er mit der Zeit wieder fortgeſchafft werden muß.
2) Die möglichſt kürzeſte Förderlänge für denſelben zu wählen.
3) Denſelben ſo aufzuſtürzen, daß das Terrain wieder urbar gemacht und nicht auf ſehr lange Zeit der Kultur entzogen bleibt.

Auf dieſen letzten und in ſtaatswirthſchaftlicher Hinſicht wichtigen Umſtand iſt beim Kuhlenbau niemals Rückſicht genommen worden.

Das unmittelbar Vortheilhafte des regelmäßigen Tagebaues beſteht darin, daß die Haspelförderung ganz abgeworfen und daß der größte Theil des Braunkohlenlagers unmittelbar in die Karren gefüllt und fortgelaufen werden kann; auch die unter dem Formplatz anſtehende geringe Höhe wird heraus geworfen und dann in Karren fortgelaufen. Die Karren werden auf Laufbretern gelaufen und haben 3 Kubikfuß Inhalt.

Der Stoß des Tagebaues ſteht entweder in einer geraden Linie, wie zu Bachem, oder derſelbe iſt in mehrere Abtheilungen getheilt, wie zu Walberberg, wo die eine gegen die andere vorſteht. Dieſer letztere Tagebau iſt aus einem Kuhlenbau entſtanden; gegenwärtig liegen noch an einem Flügel 13 Fuß Lager, an dem andern 24 Fuß Kohle unter der Formplatzſohle, welche aber bald ſo weit erniedrigt ſeyn wird, daß auch die wenigen Kuhlen, welche jetzt auf dem einen Flügel noch nothwendig ſind, aufhören werden. Ein Theil des Abraums wird über dem am Rheindorfer Thalgehänge nur 6 Fuß mächtigen und unbauwürdigen Theil des Braunkohlenlagers aufgeſtürzt. Der Betrieb iſt ſo einfach, daß kaum noch etwas darüber zu bemerken bleibt. Die Zeichnung Fig. 4 ſtellt den regelmäßigen Tagebau vor, wie er aus einem alten Kuhlenbau entſtanden iſt. Die Verhältniſſe laſſen ſich aus der Zeichnung ſelbſt am deutlichſten erſehen.

Es iſt ein wichtiger Gegenſtand, dafür zu ſorgen, das Terrain nicht auf immer oder wenigſtens auf zu lange Zeit der Kultur zu entziehen. Auch hierin ſteht der regelmäßige Tagebau dem Kuhlenbau bei weitem vor, wie die Grube Umſchlag zu Bachem zeigt, wo das abgebaute Feld, welches nicht mehr zum Formplatz dient, in einen Obſtgarten umgeſchaffen iſt. Die Hauptſache hierbei iſt, daß die Dammerde beim Abräumen nicht unter den Sand und das Lehmgerölle geſtürzt, ſondern auf die Plätze geſchafft wird, welche zuerſt wieder urbar gemacht werden können. An jedem einzelnen Punkt iſt es freilich von keiner Bedeutung, ob einige Quadratruthen Landes der Kultur entzogen werden; für den ganzen Bezirk aber erſcheint es nicht mehr ſo, wenn jährlich etwa 5 Morgen Landes außer Kultur geſetzt werden.

Ein großer Nachtheil für den Kuhlenbau ſowohl, als für den regelmäßigen Tagebau beſteht darin, daß derſelbe im Winter betrieben werden muß, eine Jahreszeit, die ſich nicht für denſelben eignet. Da aber der Sommer zu dem Verformen der Klütten verwendet werden muß und noch mehr Mannſchaft erfordert, als der Abraum und die Gewinnung, ſo bleibt keine andere Jahreszeit übrig. Der Betrieb fängt gewöhnlich im November oder Anfangs Dezember an und dauert bis in den April hinein. Es treten aber ſehr häufig Behinderungen durch Froſt und Regen ein und es verzögert ſich der Betrieb bis Ende Mai. Dieſes Verhältniß wirkt am nachtheiligſten auf diejenigen Gruben ein, welche ſchon ohnedies bei waſſerreichem Obergebirge mit den meiſten Schwierigkeiten zu kämpfen haben. Die Gruben zu Brüggen und Kierdorf fördern auch gewöhnlich im Sommer noch und haben im März und April regelmäßig den ſtärkſten Betrieb. Dieſer Nachtheil wird um ſo fühlbarer, als gerade dieſe Gruben, welche Tagebau führen, wenige Stückkohlen, Knabben haben und alſo ihre ganze Förderung verformt werden muß, während die unterirdiſchen Betrieb führenden Gruben mehr Knabben liefern, dieſe im Winter ſchon während der Förderung ſehr gut abſetzen können und alſo verhältnißmäßig geringere Maſſen zur Verformung bringen. Früher wurden die Knabben bei weitem nicht ſo geſucht, als jetzt und nicht ſo allgemein angewendet. Der Nachtheil wird alſo für die Tagebau führenden Gruben immer beträchtlicher, da bei dem Knabbenverkauf bedeutend mehr Gewinn iſt, als bei den Klütten und jene Gruben alſo auch ihre Klütten verhältnißmäßig wohlfeiler verkaufen können.

## II. Tummelbau.

Die einzige unterirdiſche Abbaumethode, welche in dem Brühler Revier bis jetzt getrieben wird, iſt der ſogenannte Tummelbau. Tummel heißen nämlich die runden, gewölbartigen Erweiterungen der Strecken, durch deren Aushieb die Braunkohle gewonnen wird.

Die Höhe des Lagers, welches bei dieſem Betrieb mit einem Mal abgebaut wird, beträgt in der Regel zwiſchen 20 und 30 Fuß; nur in ſeltenen Fällen werden zwiſchen 15—20 Fuß und noch ſeltener über 30 Fuß angebaut, über 40 Fuß jedoch niemals. Auf keinem Punkt oder nur ausnahmsweiſe erreicht dieſer Betrieb die Sohle des Braunkohlenlagers, ſelbſt da, wo Stollen und Röſchen vorhanden ſind und läßt alſo überall noch einem künftigen Bergbau die ſchwierige Aufgabe, unter einem auf das Regelloſeſte verhauenen, man kann wohl ſagen, verwüſteten Felde die unzugänglich gemachten unterirdiſchen Schätze aufzuſuchen und zu gewinnen. Man kann nicht ſagen, daß dieſer Verſuch ſchon irgendwo gemacht worden ſey,

denn derjenige Tummelbau, welcher jetzt an einigen Punkten des öſtlichen Abhanges des Frechemer Berges, in einer 10 Fuß tiefern Sohle, unter bereits ausgetummeltem Feld geführt wird, kann als ein ſolcher gar nicht angeſehen werden, da er die Fehler des frühern Baues nicht verbeſſert, ſondern dieſelben noch vermehrt und vergrößert.

Der Tummelbau wird theils über dem natürlichen Waſſerſtand im Braunkohlenlager, theils über Röſchen und Stöllen geführt. Von den letzteren hat dieſer Betrieb nicht allein denjenigen Vortheil, welcher davon auch beim Kuhlenbau gezogen wird, daß er in einer Sohle geführt werden kann, unabhängig von dem Steigen und Fallen des Waſſerſtandes, ſondern auch noch eine ſichere Waſſerführung, welche im erſtern Falle gänzlich mangelt, ſo daß der Betrieb nur im Winter und bei kalter Witterung möglich wird. Der Betrieb wird ganz allgemein durch Schächte geführt und ſelbſt wo Stöllen vorhanden ſind, eignet ſich die Lokalität nirgends dazu, dieſelben förderbar zu machen. Der Tummelbau hat den großen Vortheil vor jedem Tagebau voraus, daß bei dem ebenen Terrain die Anlage des nothwendigen Formplatzes unmittelbar bei der Schachthalde nirgends Schwierigkeit findet und die Herſtellung deſſelben gar keine Koſten verurſacht; nur wenig Gruben bei Balkhauſen und Brüggen machen hiervon eine Ausnahme, wo die Schächte am Gehänge liegen und die Formplätze etwas weiter unterhalb derſelben haben gelegt werden müſſen. Der Betrieb findet bei einem Obergebirge von 40—70 Fuß ſtatt und die Schächte haben alſo eine Tiefe von 7½—16 Lachter. Letztere iſt jedoch nicht gewöhnlich. Die meiſten Schächte haben eine Tiefe von 8—12 Lachter.

Vor der Preußiſchen-Verwaltung war der Ausbau der Schächte, der wichtigſten Vorrichtung dieſes Bergbaues, im höchſten Grade mangelhaft und lebensgefährlich. Gegenwärtig ſind bereits auf allen Gruben gut verzimmerte, mit Fahrten verſehene Schächte vorhanden. Ihre Einführung hat aus Mangel an tüchtigen Zimmerlingen viele Schwierigkeiten gefunden. Der Vortheil zweitrümiger Haspelförderung bei größeren Schächten wird auch ſchon anerkannt; früher war ausſchließlich die eintrümige Förderung in Anwendung.

Wie wenig die ältern, polizeiwidrigen Schächte (Pfeifen genannt) geeignet waren, in dem loſen und ſandigen Obergebirge Sicherheit zu gewähren, geht aus der folgenden Beſchreibung ihrer Zimmerung hervor, wobei wir auf die Zeichnungen Fig. 5 und 6, Taf. 20 verweiſen, welche den Grundriß und Durchſchnitt der Schächte darſtellen.

Die Jöcher beſtehen aus zerriſſenem Eichenholze von 1½ Zoll, meiſt 2 Zoll Stärke und 3, 4—5 Zoll Breite. Zwei dieſer Jochſtücke ſind 44 Zoll und zwei derſelben 33 Zoll lang, welches auch die lichte Weite dieſer ſämmtlichen Schächte iſt. Die erſtern werden

etwa 4 Zoll tief auf beiden Enden in den Stoß eingebühnt und die kürzern werden nur gleich Spreitzen von innen dazwiſchen getrieben. Die langen Jochſtücke ſind auf dieſe Weiſe durch die kurzen geſpannt; damit auch die letztern dem Drucke widerſtehen können, werden Einſtriche (Spannſtippen) von $1\frac{1}{4}$ Zoll im Quadrat oder $1\frac{1}{2}$ und 2 Zoll Stärke, 3 Zoll breit zwiſchen dieſelben getrieben und wohl mit zwei eiſernen Nägeln an den langen Jochſtücken befeſtigt. Dieſe Jöcher liegen gewöhnlich $2\frac{1}{2}$—2 Fuß aus einander, in feinerem Sande 1 Fuß, in feſterm Thon nicht über 3 Fuß. Um die zwiſchen dieſen Jöchern liegenden Felder zu ſichern, werden Strohwiſche horizontal über einander gegen die Stöße gelegt und mit Ruthen von $\frac{3}{8}$—$\frac{1}{2}$ Zoll Stärke, welche die Stelle der Pfähle vertreten, befeſtigt, indem dieſe an den Enden zugeſpitzt und oben und unten zwiſchen das Stroh und die Stöße geklemmt werden. Dies iſt die ſogenannte Verſpirgelung oder Spirgelung; ſolcher Pfähle kommen 4—5 in jeden Stoß. Sollte die Zimmerung noch dauerhafter gemacht werden, was jedoch nur in wenigen Fällen geſchah, ſo wurden Wandruthen (Schächte genannt) von $2\frac{3}{4}$—4 Zoll Stärke in die Ecke des Schachts geſtellt und durch vier Einſtriche in jedem Joche befeſtigt.

Die Haspelſtützen wurden nicht auf einem Schachtrevier eingezapft, ſondern 2—3, auch wohl 4 Fuß tief hinter dem oberſten Joch in den Boden eingerammt und mit Keilen befeſtigt. Die Fahrung in dieſen Schächten konnte nur auf den Jöchern geſchehen und zwar lediglich auf den langen Jochſtücken, indem man nicht wagen durfte, die kurzen zu betreten, weil dieſe dem Fußtritt ausweichen konnten. Fahrten konnten in vielen dieſer Schächte gar nicht eingehängt werden, indem die Zimmerung zur Befeſtigung der Fahrthaken zu ſchwach war. Wenn aber dieſelbe hinreichend ſtark war, ſo mußten die Fahrten ſo nahe an die Jöcher geſchlagen werden, daß zwiſchen dieſen und den Sproſſen nur $1\frac{1}{2}$—2 Zoll Spielraum blieb und die Fahrung darauf höchſt unſicher war, und doch hatte der Förderkübel kaum Raum in dieſen engen Schächten. Es mußte daher befohlen werden, die Schächte im Lichten wenigſtens 3—4 Fuß weit zu nehmen und die Felder mit gehörigen Pfählen zu verladen. Zu den Jöchern wird jetzt geſchnittenes Eichenholz von 5—6 Zoll Stärke genommen.

Ein 9 Lachter tiefer Schacht, nach der alten leichten Art ausgezimmert, koſtet etwa mit Holz und Zimmerung $15\frac{1}{2}$ Thlr.

Da die Schächte die einzigen Vorrichtungsarbeiten dieſes Bergbaues ſind, welche nicht im Kohlengedinge geſtrichen werden, ſo iſt ſchon daraus erſichtlich, wie gering das Anlagekapital iſt, welches derſelbe erfordert. Zwei Mann teufen einen ſolchen Schacht in etwa 14 Tagen ab. Dieſe Zimmerung hält höchſtens ſechs Jahre und iſt dann gänzlich verfault; aber gewöhnlich nach dem zweiten Jahr iſt

dieſelbe ſchon ſo ſchlecht, daß der Schacht ohne große Lebensgefahr nicht mehr befahren und nur als Wetterſchacht gebraucht werden kann.

Dieſe leichte und fehlerhafte Zimmerung iſt in den neuen Schächten durch eine gewöhnliche Bolzen-Schrotzimmerung mit Tragſtempeln und Pfählen erſetzt worden. Die Jöcher werden ½ Lachter unter einander gelegt und unter dem zweiten oder dritten Joche Tragſtempel, welche wie die Löcher 5—6 Zoll ſtark ſind.

Die Bolzen ſind 4 Zoll im Quadrat. Die Pfähle werden von geſchnittenen tannenen Bretern von 1 Zoll Stärke, 8—9 Zoll Breite gemacht, da ſie ſo lange dauern, als ein ſolcher Schacht und wohlfeiler als eichene Pfähle ſind.

Die ganzen Koſten eines ſolchen Schachtes von 9 Lachter Teufe betragen 75 Thlr. 21 Sgr. und mithin beinahe fünf Mal ſo viel, als ein nach der frühern Gewohnheit abgeteufter. Seine Dauer kann zu acht Jahren oder etwa zum Vierfachen eines ſolchen angenommen werden, ſo daß er mit Rückſicht auf die bei öfterer Verlegung der Förderpunkte entſtehenden Koſten nur in der erſten *Anlage theurer* als ein wohlfeiler Schacht iſt, ſonſt aber ziemlich *auf denſelben* Preis zu ſtehen kommt.

Bei weitem vortheilhafter ſind indeſſen größere Schächte, welche aber nur da polizeilich vorgeſchrieben ſind, wo das Gebirge von der Art iſt, daß darin abgetrieben werden muß. Die Schächte ſind 1 Lachter lang und ½ Lachter weit und koſten etwa ⅓ mehr, als die 3 und 4 Fuß weiten, auf 9 Lachter Teufe etwa 100 Thlr. Schon auf einem ⅞ Lachter langen Schacht läßt ſich ein zweitrümiger Haspel legen. Der Vortheil deſſelben iſt ſo in die Augen fallend, daß alle diejenigen Betreiber von Tummelgruben, denen der Verlag von 100 Thlr. für einen ſolchen Schacht nicht zu groß iſt, keine andern Schächte mehr abſinken werden.

Bei denjenigen Gruben, welche keine Stöllen haben, gehören zwei Schächte immer weſentlich zuſammen, indem der eine dem andern zum Wetterwechſel dienen muß; ſie konnten nur 4—5 Lachter von einander entfernt geſtellt werden, um ſie mit einander durchſchlägig zu machen. Wo Stöllen vorhanden ſind, verſorgen dieſe ſämmtliche Baue mit Wettern. Selbſt dieſe nahe liegenden Schächte bringen im Sommer, wo die äußere Luft wärmer iſt, als in den Grubenbauen, keinen Wetterwechſel hervor. Die Tummelgruben, welche keine Stöllen haben, können daher ſchon aus dieſem Grunde nicht im Sommer betrieben werden, wenn der Betrieb in dieſer Jahreszeit nicht eben ſo wie bei dem Kuhlen- und Tagebau der Verformung wegen eingeſtellt werden müßte. Die Kohle unterliegt in den Bauen einer Zerſetzung, welche ſich nicht allein durch einen eigenthümlichen Geruch zu erkennen gibt, ſondern auch durch eine beträchtliche Wärmeentwicklung. Dieſe iſt da, wo das Kohlenlager

ſehr trocken liegt, von einem waſſerhaltenden Thon bedeckt wird, ſo bedeutend, daß Grubenbrände daraus entſtehen, wie auf der Grube Hoffnung und Reutersbruch bei Balkhauſen und Schlenderhan. Das bituminöſe Holz aus dieſen Brandfeldern hat das äußere Anſehen von Holzkohle, die kleine Kohle von Steinkohlen=Coaks.

Aus der geringen Entfernung der Schächte von einander geht ſchon hervor, wie klein die Felder ſind, welche aus einem Schacht abgebaut werden und bei einer Tiefe von 12 Lachtern iſt gewiß eine Entfernung von 40 Lachtern noch nicht zu groß. Bei dem frühern Bau wurde aber nicht allein die geringe Entfernung der Schächte durch die Nothwendigkeit, für friſche Wetter zu ſorgen, bedingt, ſondern auch durch die über alle Beſchreibung ſchlechte Streckenförderung.

Noch jetzt beſteht dieſelbe allgemein mit wenigen Ausnahmen. Die Kohlen werden in Förderkörben vom Orte bis unter Schacht getragen, indem dieſelben auf ein Knie aufgeſetzt und mit einer Hand oben an dem Auge, mit der andern unter dem Boden gehalten werden. Bei einer ſolchen Förderung erſcheint allerdings 14—15 Lachter ſchon als eine ſehr beträchtliche Förderlänge. Nur auf Urwelt, Schlenderhan, Friedrich Wilhelm und einigen Gruben bei Balkhauſen wendet man jetzt Karren zur Förderung in den Gruben an, worauf die Fördergefäße geſtellt werden. Der Streckenbetrieb in der Braunkohle iſt überhaupt einfach; dieſelben werden 3 bis $3\frac{1}{2}$ Fuß weit und 6 Fuß hoch getrieben. Früher war das Maas ihrer Weite ein Mann mit in die Seiten geſtemmten Armen. Sie werden aber bisweilen und beſonders in den feſten Braunkohlenlagen, welche viel Knabben liefern, 5 Fuß weit und 8 Fuß hoch gehauen. Dieſelben ſtehen in der Regel ohne alle Zimmerung und dann wird die Firſte in einem ſpitzen Bogen ausgehauen, um das Losziehen von Schalen zu verhindern.

Wo Zimmerung erforderlich iſt, beſteht dieſelbe aus Thürſtöcken und Kappen, ſelten aus Grundſohlen mit Pfählen verzogen. Die Sohle wird immer über den Waſſerſtand gehalten, derſelbe mag nun der natürliche oder durch Stöllen niedergezogen ſeyn; die Waſſer werden nicht darin nachgeführt und ſo bedarf es alſo gar keiner beſondern Vorrichtung der Streckenſohle zum Fahren und Fördern.

Wie groß aber dabei der Verluſt an Sohle iſt, wurde ſchon bei der Beſchreibung der Stöllen bemerkt, denn nicht ſelten liegen die Strecken 1 Lachter höher als der Stollen. Bei den Veränderungen des natürlichen Waſſerſtandes müſſen jährlich die Strecken entweder in der Firſte nachgeriſſen und ihre Sohle aufgehöht werden, wenn ſich derſelbe erhöht hat, oder ihre Sohle wird nachgeriſſen, um die Braunkohle tiefer gewinnen zu können, oder es müſſen ganz neue Strecken aufgehauen werden, wenn die Unterſchiede in dem Waſſer=

ſtand etwas bedeutend ſind, welches immer mehr und mehr Unregelmäßigkeiten in den Bau bringt.

Da das Braunkohlenlager als ſöhlig gelagert betrachtet werden kann und wenigſtens auf keiner Tummelgrube irgend ein regelmäßiges Einſinken iſt, welches von Einfluß auf den Abbau wäre, auch keiner Störung, Verwerfungen und dergleichen Vorkommniſſen unterworfen iſt, ſo könnte der unterirdiſche Betrieb überaus regelmäßig und einfach ſeyn. Dieſer Regelmäßigkeit widerſpricht auch die Methode des Tummelbaues keineswegs, aber auf keiner Grube wird man dieſelbe bis jetzt erreicht finden; theils leidet man an den Unregelmäßigkeiten der Vorfahren, welche nur kleine unregelmäßige Feldestheile übrig gelaſſen haben, theils begeht man dieſelben Fehler immer von Neuem wieder und zieht den Betrieb dahin, wo das Lager beſſer, knabbenreicher zu ſeyn ſcheint oder wo die Lage der Schächte über Tage augenblickliche Vortheile gewährt, ohne ein regelmäßiges Vorrücken der Baue im Auge zu behalten.

Der Gang des Betriebes beim Tummelbau in ſeiner größten, wohl noch nie zur Ausführung gekommenen Regelmäßigkeit, wobei wir auf den Grundriß von einem ſolchen Tummelbau in Fig. 7 Bezug nehmen, würde folgender ſeyn:

Nachdem zwei Schächte abgeſunken und durch eine Strecke, welche **Windgang** heißt, mit einander verbunden ſind, ſo wird eine Strecke nach dem abgebauten Felde zu aufgehauen, entweder in der Verlängerung der Wetterſtrecke oder rechtwinklich aus derſelben, welches von der Lage beider Schächte und des abgebauten Feldes abhängt; letzteres wird aber im Allgemeinen das Zweckmäßigere, indem man aus den Bauen alsdann zu jedem der Schächte gelangen kann, ohne unter einem derſelben wegzufahren. Aus dieſer Hauptſtrecke werden winkelrecht Abbauſtrecken ſowohl nach dem abgebauten Felde hin als ins friſche Feld, alle von gleicher Länge, eine nach der andern aufgehauen und in dieſen Abbauſtrecken (**Spliſſe**) beginnt rückwärts von dem abgebauten Felde nach dem Schachte hin der Abbau, durch die Hauung von Tummel.

Die Tummel entſtehen dadurch, daß in den Abbauſtrecken die Seitenſtöße und auch die Firſte, ſo weit ſie ſich erreichen läßt, kreis- und bogenförmig ausgehauen werden; ſo bald auf der Sohle die Weite etwas beträchtlich geworden iſt, braucht die Firſte nicht mehr angegriffen zu werden, denn die Kohle bricht hier von ſelbſt herein. So wird der Tummel gleichzeitig höher, indem die Seitenſtöße angegriffen werden und erreicht endlich die Oberfläche des Braunkohlenlagers oder das Obergebirge. Alsdann bricht die Firſte deſſelben zuſammen, der ganze Tummel und ein Theil der Abbauſtrecke wird mit Obergebirge angefüllt.

Der Tummelhäuer bedient ſich zu dieſer Arbeit ſowohl, als wie zum Streckenbetrieb einer ganz eigenthümlich geſtalteten Haue

(Fig. 8), welche herzförmig oder halbrund iſt und ſenkrecht gegen den Helm ſteht. Die Streckenſtöße laſſen ſich damit ſehr gut und eben hauen und auch im Tummel ſoll dieſes Gezäh beſſer als eine gewöhnliche Breit= oder Keilhaue wirken. Sie ſind 6½—7 Zoll breit und lang, haben ein rundes Auge und runden Helm; ſie ſind ſehr ſcharf und werden ſelten oder niemals geſchärft, da die Braunkohle ſie nicht abſtumpft.

Die Tummel erreichen durchſchnittlich gegen 3 Lachter Durchmeſſer und iſt gewöhnlich ihre Höhe etwas bedeutender, als der Durchmeſſer, doch machen beſondere Verhältniſſe Ausnahmen.

Je lockerer die Kohle des obern Lagertheils, deſto ſchneller bricht das Firſtenkohl herein, in Verhältniß zu der Erweiterung der Seitenſtöße; ja es iſt ſogar ſchon der Fall vorgekommen, daß bei ſehr lockerer Beſchaffenheit der oberen Abtheilung des Braunkohlenlagers die Tummel zuſammengehen, ſobald ſie dieſelbe mit ihrer Firſte erreichen, und daß von dieſer lockern Kohle ſelbſt nichts mehr gewonnen werden konnte, wie auf der Faßbenderſchen Grube zu Hürth. Der Punkt des Tummels, wo derſelbe nach dem Schachte hin anfängt, heißt die Tummelthüre; dieſelbe wird durch mehrere Paar Thürſtöcke in der Abbauſtrecke geſichert, ſo daß die Belegſchaft einen ſichern Rückzug behält. Sobald der Tummel zuſammengegangen oder gefallen iſt, wird in derſelben Abbauſtrecke ein neuer angehauen und ſucht man ſich damit dem zuletzt gefallenen ſo viel als möglich zu nähern. Nach der Feſtigkeit des Kohls muß jedoch immer ein angemeſſener Pfeiler ſtehen bleiben, welcher den Durchbruch des loſen, in dem verbrochenen Tummel aufgehäuften Obergebirges verhindert. Die Pfeiler müſſen an ihren ſchwächſten Stellen 2—6 Fuß Stärke erhalten. Auf dieſe Weiſe wird das Lager zu beiden Seiten der Abbauſtrecke, indem dieſe in der Mitte der Tummel liegt, verhauen, bis man ſich der Hauptſtrecke nähert. Dann werden die Tummel in der nächſten Abbauſtrecke ausgehauen und auf dieſe Weiſe das Feld bis auf die Schachtsfeſte abgebaut, mit Zurücklaſſung aller der zwiſchen den Tummeln ſtehen bleibenden Pfeiler und Ecken, welche nicht mehr abgebaut werden können. Den Schächten darf man ſich nur bis höchſtens auf 2 Lachter nähern, um dieſelben nicht zu Bruch zu bauen. Die Schachtspfeiler können nur von einem neuen Schacht aus abgebaut werden, gehen aber in vielen Fällen ganz verloren. Bei dem Aushauen der Tummel liegt eine beſondere Geſchicklichkeit des Häuers darin, dieſelben anfänglich von der Tummelthür aus gehörig zu erweitern und, wie man ſagt, dahin zu treiben, wo er dem abgebauten Feld am nächſten rückt und ſo die wenigſten Zwiſchenmittel ſtehen bleiben. Es wird ſo nach Erfordern anfänglich die der Tummelthüre gegenüber liegende Wand am ſtärkſten angegriffen und die Seitenſtöße immer weniger, je mehr ſie ſich nach dem Eingange herumbiegen.

Sobald der Tummel ſchon eine gewiſſe Weite und damit nothwendig zuſammenhängende Höhe erreicht hat, kann an den vom Eingang entfernten Punkten nicht mehr gearbeitet werden und es muß nun die Gewinnung dadurch fortgeſetzt werden, daß diejenige Wand angegriffen wird, in welcher ſich die Tummelthüre befindet; die Zimmerung, welche dieſelbe bildet, wird alsdann heraus genommen und weiter rückwärts in der Abbauſtrecke geſchlagen, um ſo den Rückweg aus dem Tummel ſicher zu ſtellen. Das Fortſchreiten der Tummel nach der Länge, Breite und Höhe hängt ganz von lokalen Umſtänden ab und kann darüber kaum etwas Beſtimmtes angegeben werden.

Um die Regelmäßigkeit des Baues zu erreichen, müſſen die Strecken unter rechtem Winkel und in geraden Linien getrieben werden, weil ſonſt die auszutummelnden Zwiſchenmittel von ungleicher Stärke ausfallen und entweder zu große Zwickel zwiſchen den einzelnen Tummeln ſtehen bleiben oder die neuen Tummel in die alten einſchlagen, ehe ſie gehörig ausgeweitet ſind und alsdann ſofort verlaſſen werden müſſen.

So einfach dieſe Regel iſt, ſo hat es doch große Schwierigkeit, dieſelbe in einem Revier in Ausübung zu bringen, wo wenige oder gar keine Steiger vorhanden ſind, die mit einem Handkompaß umzugehen und die Richtung der Strecken anzugeben verſtehen. Die Erfahrung zeigt, daß es nach bloßem Augenmaas unmöglich iſt, die Strecken rechtwinklich oder parallel unter einander auch nur 10 Lachter lang aufzufahren. Ein ſehr einfaches Inſtrument, ein Winkelkreuz, welches auf dem Altſtädter Berge zuerſt auf der Rollshoven und Färberſchen Tummelgrube angewendet wurde, macht es jedem nur etwas verſtändigen Arbeiter möglich, die Abbauſtrecke rechtwinklich gegen die Hauptſtrecke, alſo auch parallel unter einander zu treiben. Die Schenkel dieſes horizontal auf einem Stativ liegenden Winkelkreuzes ſind $2\frac{1}{2}$ Fuß lang, 2 Zoll breit; von jedem Schenkel hängen zwei Lothe herab, welche leicht mit der Lampe in die Richtung der Hauptſtrecke und der zu treibenden Abbauſtrecke einviſirt werden können.

Bei einer feſten Thondecke, wie auf dem Wolffswerk zu Türnich, erreichen die Tummel bei einer Höhe von $3\frac{3}{4}$—$4\frac{1}{2}$ Lachter $6\frac{1}{2}$ Lachter Weite und die Seitenſtöße deſſelben waren beinahe ſeiger ohne viele Wölbung. Die Thondecke bricht nicht zuſammen und bildet eine feſte Firſte und ſo werden alsdann die Seitenſtöße immer mehr und mehr verhauen.

Weil die Tummel im Allgemeinen rund ſind und ſie immer Zwiſchenwände erhalten müſſen, ſo ſind einzelne ſehr weite Tummel in ſofern ſchädlich, als ſie bedeutende große Zwickel zwiſchen ſich laſſen, welche nachher nicht abgebaut werden können. Wenn man annimmt, daß die Tummel im Durchſchnitt 25 Fuß ($3\frac{1}{4}$ Lachter)

hoch werden und einen eben ſo großen Durchmeſſer erhalten, daß ihre Zwiſchenwände 3 Fuß ſtark an dem Punkte ſtehen bleiben, wo ſie ſich am nächſten berühren, daß die Seitenwände 12½ Fuß hoch ſeiger ſind und die Firſte von einer Halbkugel gebildet wird, ſo ergibt ſich der hierbei Statt findende Verluſt auf 53—57 Procent.

Im Allgemeinen muß alſo bei den jetzt umgehenden Tummelbauen ein Verluſt von bedeutend mehr als die Hälfte des ganzen Feldes Statt finden. Selbſt bei 9—10 Lachter hohem Obergebirge entſtehen beim Tummelbau noch tiefe Tagebrüche und die Oberfläche mehrerer dieſer abgebauten Felder, wie auf dem Gleueler und Frechemer Berge und bei Bergheim iſt dadurch auf eine Weiſe verwüſtet worden, daß ſelbſt beim Ausebnen der Tagebrüche der Boden auf lange Zeit der Kultur entzogen wird. Aus der Lage dieſer Tagebrüche geht ziemlich deutlich die unregelmäßige Stellung der Tummel in der Grube hervor und auch die Größe der dazwiſchen liegenden unabgebauten Pfeiler. In frühern Zeiten mögen dieſe noch größer geweſen ſeyn, wie aus den meiſten Gruben am öſtlichen Theil des Frechemer Berges hervorgeht, welche ſich damit beſchäftigten, ein bereits früher ausgetummeltes Feld noch ein Mal auf dieſelbe Weiſe zu verwüſten. Die Stellen, wo noch Pfeiler anſtehen, ſind über Tage leicht zu erkennen, in dieſen werden die Schächte abgeteuft und da der Waſſerſtand gegenwärtig 10 Fuß tiefer liegt, als ſonſt, ſo geht man ſo weit nieder, treibt nur Strecken dahin, wo man Pfeiler vermuthet und haut in dieſen Tummel auf. Auf dieſe Weiſe kann man gegenwärtig von dem Theil des Lagers zwiſchen der alten und neuen Sohle nur denjenigen gewinnen, über welchem die alten Pfeiler ſtehen geblieben ſind.

Hierbei entſtehen nun die meiſten Verluſte daraus, daß die alten Pfeiler eine ſehr unregelmäßige Geſtalt haben, daß man ihre Lage nur ungefähr kennt, daß aber die neuen Tummel häufig in die ältern einſchlagen, wenn ſie kaum erſt aufgehauen worden ſind. Durch dieſen Betrieb wird abermals eine 10 Fuß mächtige Schicht des Lagers auf das Unwirthſchaftlichſte verdorben und einem tiefern Bau werden die größten Hinderniſſe in den Weg gelegt. Auf eine ganz anſchauliche Weiſe geht dies aus dem Profil des Frechemer Tummelbaues hervor, den Fig. 8 darſtellt.

Ein regelmäßiger Tummelbau in zwei Sohlen über einander iſt bisher noch an keinem Punkte getrieben worden; auf Thereſia am Altſtädter Berge hat man jedoch neuerlich die Kohlenhöhe von 36 Fuß in zwei Sohlen getheilt und angefangen, die obere auf einem kleinen Punkte auszutummeln. Man iſt dabei bemüht geweſen, die Tummel ſo eng an einander zu hauen, als nur möglich und es iſt bisher auch gelungen, über Tage eine einzige Pinge zu bilden. Der Zweck dieſer Arbeit iſt ein ganz ſpezieller, nämlich die Erniedrigung des Tagegebirges, um, ohne große Maſſen von Ober-

gebirge weit fortzuſchaffen, einen regelmäßigen Tagebau zu eröffnen.

Die Belegſchaft beim Tummelbau iſt eben ſo wie beim Kuhlenbau in Kameradſchaften getheilt, gewöhnlich von drei Mann, nämlich ein Hauer, ein Träger (Fördermann) und ein Haspelzieher. Wenn die Förderlänge über 15—20 Lachter beträgt, ſo wird ein zweiter Fördermann dazu gegeben.

Auf jedem Schachte kann nur eine Belegſchaft arbeiten und alſo auch nur immer ein Tummel gehauen werden. Hierin beſteht nun hauptſächlich der Vortheil der weiten Schächte, wo man zwei Belegſchaften anlegen kann, die in einem Tummel arbeiten und die nur aus fünf Mann beſtehen, und unter gewiſſen Umſtänden drei Mal ſo viel leiſten, als eine einfache Belegſchaft. Sobald die Strekken aufgehauen ſind, wofür kein beſonderes Gedinge gezahlt wird und der Tummel angehauen iſt, ſo hat der Hauer ſehr wenig anders zu thun, als dem Förderer zu helfen den Korb zu füllen, denn das Firſtkohl bricht zu häufig ein, daß es oft den ganzen Tummel erfüllt und nur an der Thüre deſſelben die loſe Kohle weggefördert zu werden braucht. Eine ſolche Belegſchaft arbeitet ganz allgemein im Kohlengedinge; dieſelbe muß täglich eine beſtimmte Anzahl von Förderkörben zu Tage ſchaffen und erhält dafür etwas Gewiſſes. An einigen Punkten muß die Belegſchaft dafür haften, daß aus dieſer täglichen Förderung eine gewiſſe Anzahl von Klütten erfolgt und es wird derſelben während der Förderzeit etwas vom Lohn eingehalten und erſt abgerechnet, wenn im Sommer die Braunkohle verformt iſt.

## Neuntes Kapitel.

### Betrieb der Dachſchieferbrüche zwiſchen Rhein und Moſel *).

Die Dachſchieferlager, auf welchen in den Gegenden zwiſchen Rhein und Moſel eine ausgedehnte Gewinnung Statt findet, haben eben ſo, wie die übrigen Schichten des Rheiniſchen Thonſchiefer- und Grauwackengebirges, eine bedeutende Erſtreckung in die Länge und Breite. Da jedoch gegenwärtig nur die in den Gebirgsſchluchten und Thälern zu Tage ausgehenden Lager und zwar nur über der Thalſohle in Angriff genommen ſind und man wegen der Maſſe des vorhandenen Dachſchiefers noch nicht genöthigt geweſen iſt, die Bauwürdigkeit der bekannten Lager auf den Gebirgsplateaus und unter der Thalſohle zu ermitteln, ſo kann auch nicht mit völliger Gewißheit behauptet werden, daß in den verſchiedenen Schluchten und Thälern dieſelben Lager in Betrieb ſtehen und ſich dieſe auf bedeutende Längen im Streichen als wirkliche Dachſchieferlager erſtrecken und nicht an mehreren Punkten in gewöhnlichen Thonſchiefer übergehen.

Wenn man über dieſe bisher noch nicht aufgeſchloſſenen Punkte hinweg ſieht, ſo kann man die Längenerſtreckung der Dachſchieferlager auf mehrere Stunden und deren Breite oder Mächtigkeit auf mehr als 100 Lachter annehmen.

Die Lager, welche Stunde 3—6 ſtreichen, haben im Allgemeinen ein ſtarkes Fallen unter einem Winkel von 60—80 Grad, ſtehen jedoch zuweilen auch ganz ſeiger. Es kommen übrigens auch flachfallende Lager vor, welche nur eine Neigung von 35 Grad beſitzen. Das Einfallen iſt vorherrſchend gegen Südoſt gerichtet, jedoch nicht ausſchließlich und es kommt auch nordweſtliches Fallen vor.

*) Aus einer Abhandlung des Herrn Jung in St. Goar in Karſtens und v. Dechens Archiv, 11, 319 ꝛc.

Die Mächtigkeit der Dachſchieferlager iſt ſehr verſchieden, denn einige Lager ſind nur wenige Zolle und andere bis gegen 60 Fuß ſtark.

Lager, deren Mächtigkeit weniger als 8 Fuß beträgt, werden gegenwärtig noch gar nicht bebaut, weil bei den jetzigen Preiſen des Dachſchiefers durch den Abbau die Betriebskoſten ſelten gedeckt werden. Lager, welche nur durch ſchwache, höchſtens $1\frac{1}{2}$—2 Fuß mächtige Thonſchiefer- oder Grauwackenſchichten getrennt ſind, können in einen gemeinſchaftlichen Bau genommen werden; ſie ſind daher in bergmänniſcher Hinſicht als ein Lager zu betrachten und werden mit dem eigenthümlichen Namen Richt bezeichnet.

Die einzelnen Dachſchieferſchichten, welche ein ſolches Lager oder ein Richt zuſammenſetzen, ſind ſelten ſchwächer, wie 2—3 Zoll und höchſtens $1\frac{1}{4}$—2 Fuß mächtig.

Die Lager im Ganzen genommen verändern ihr Streichen, Fallen und ihre Mächtigkeit nur unbedeutend und ihr Verhalten iſt in dieſer Hinſicht gleichförmig.

Die innere Beſchaffenheit dieſer Lager iſt dagegen ſehr verſchieden. Zuweilen beſtehen ſämmtliche Schichten eines 30—40 Fuß mächtigen Lagers aus gutem Schiefer, welcher ſich nicht nur in dünne Platten (Leyen), deren 45—50 auf einen Fuß gehen, ſpalten läßt, ſondern auch nur allein gute brauchbare Dachſchiefer liefert.

Zu den Erforderniſſen derſelben gehört eine gleichförmige, blaulich ſchwarze Färbung, eine glatte Oberfläche, ein heller Klang beim Anſchlagen mit Stahl oder Eiſen, alſo Zeichen der erforderlichen Härte. Die Schiefer widerſtehen der Verwitterung lange Zeit und überziehen ſich nicht leicht mit Moos.

Sie dürfen nicht zu hart oder ſpröde ſeyn, ſondern müſſen einen ſolchen Grad von Weichheit beſitzen, daß man in dieſelben, durch einen raſchen Schlag mit einem ſpitzen Eiſen, ein der Dicke und Geſtalt des Inſtruments entſprechendes Loch ſchlagen kann, ohne Riſſe oder Sprünge hervorzubringen.

Häufig wechſeln aber dieſe guten und brauchbaren Schiefer mit ſolchen von geringer Güte und verſchiedenartiger Beſchaffenheit ab; zuweilen auch mit mehr oder minder mächtigen Thonſchiefer- oder Grauwackenſchichten. Oefter noch ſetzen zwiſchen den guten Schieferlagen $\frac{1}{2}$—2 Fuß mächtige Quarztrümer und Lettenklüfte im Streichen des Lagers auf.

Die ſchlechten und unbrauchbaren Dachſchiefer laſſen ſich theils leicht ſpalten, beſitzen aber eine gebogene und rauhe Oberfläche, ſind weich und daher zur Verwitterung geneigt, ſogar gebräch, faul und blättrig, ſo daß die geſpaltenen Platten in kleine Stücke zerbröckeln; theils laſſen ſie ſich nur in 2—3 Zoll ſtarke Platten ſpalten, indem ſie aus einem rauhen und ſandigen Schiefer beſtehen oder aus einer

ſonſt gutartigen Schiefermaſſe, welche Quarztrümer eingeſchloſſen enthält. Endlich geht ihnen auch wohl eine regelmäßige Spaltbarkeit ab und ſie liefern daher nur wenig brauchbare Stücke, die deshalb zu viel Arbeit zur Herſtellung erfordern. Die verſchiedenen Schichten eines Lagers ſind übrigens häufigen Veränderungen unterworfen und ſelten beſteht daſſelbe auf eine Erſtreckung von 40 bis 50 Lachtern im Streichen und 15—20 Lachtern nach der Falllinie anhaltend aus gutem Schiefer. Die bauwürdigen Dachſchiefermittel werden bald durch rauhen unſpaltbaren, dem Anſcheine nach zu ſandigen, bald durch reichen und gebrächen Schiefer auf eine mehr oder minder bedeutende Erſtreckung unterbrochen. Oft iſt der Schiefer in der Nähe von überſetzenden Lettenklüften in Folge der durch die Spaltenbildung veranlaßten Zerrüttung und Verwitterung des Gebirges zerklüftet und gebräch. Häufig wird derſelbe auf eine Länge von einigen Fußen bis zu einigen Lachtern auf eine ſolche Weiſe von mehr oder minder mächtigen Quarztrümern durchſetzt, daß er theils wegen der dadurch erlittenen Zerrüttung, theils aber auch wegen der unbedeutenden Länge der zwiſchen den verſchiedenen Quarztrümern befindlichen, aus gutem Schiefer beſtehenden Platten nicht bauwürdig iſt.

Die Querklüfte, welche die Dachſchieferlager eben ſo wie die übrigen Schichten des Thonſchiefer= und Grauwackengebirges, mit deren Streichungslinie einen Winkel von etwa 75 Grad bildend, in ziemlich paralleler Richtung durchſchneiden, haben in der Regel ein ſtarkes Fallen, ſind oft nur ½—1 Fuß, zuweilen aber auch über ein Lachter von einander entfernt und theilen in Verbindung mit den Schichtungsklüften und anderen faſt horizontalen Querklüften die Maſſe des Dachſchiefers in ſchiefe Prismen, aus welchen jedoch wegen der geringen Stärke der einzelnen Dachſchieferſchichten und der leichten Spaltbarkeit derſelben in dieſer Richtung faſt ſtets Platten entſtehen. Dieſe Querklüfte ſind bei guten Dachſchieferlagen kaum zu bemerken, heben die Verbindung des Schiefers ſo wenig auf, daß man denſelben in Leyen ſpalten kann, ohne daß dieſe an der Stelle der angedeuteten Kluft durchbrechen. Sie erleichtern beim Spalten das Zerſchlagen der größeren Schiefermaſſen in kleine, der Größe der Leyen entſprechende Platten.

Häufig iſt aber der Dachſchiefer durch dieſe Klüfte, wahrſcheinlich in Folge gewaltſamer Erſchütterungen, in lauter kleine Platten zertheilt und ſo zerſchnitten, daß der übrigens gute Schiefer nur wenige oder gar keine Leyen liefert.

Die Querklüfte ſind übrigens auch oft mit Quarz, welcher einige Linien bis mehrere Zoll, zuweilen ſogar über 1 Fuß mächtig iſt, ausgefüllt und alsdann, vorzüglich wenn ſie nahe neben einander aufſetzen, ſehr nachtheilig. Nur ſelten ſind dieſe Quarztrümer von ⅛—¼ Zoll Mächtigkeit mit dem Dachſchiefer ſo feſt verwachſen,

daß man denſelben in Leyen ſpalten kann, ohne daß dieſe an der Stelle, wo der Quarz durchſetzt, durchbrechen und daher ein bandartiges Anſehn erhalten. Sind dieſe Querklüfte mit einem zähen, ½ bis einige Zoll mächtigen Letten ausgefüllt, ſo verdienen ſie bei dem Abbau und der Gewinnung eine ganz beſondere Beachtung, um ein plötzliches Losziehen bedeutender Schiefermaſſe zu verhindern.

Noch iſt zu bemerken, daß die Einwirkung der Atmoſphäre auf den Dachſchiefer einen ſo nachtheiligen Einfluß hat, daß das Ausgehende der vorzüglichſten Leyen auf eine Teufe von 1—3 Lachtern in der Regel nur ſchlechte Leyen, denen die erforderliche Feſtigkeit mangelt, die auf der Oberfläche bräunlich gefärbt ſind und deshalb Fleckenleyen genannt werden, liefert. Schiefermaſſen, welche längere Zeit im Freien gelegen haben, ſpalten nicht ſo gut wie die, welche friſch aus dem Bruch entnommen werden und wenn ſie gar der Einwirkung des Froſtes ausgeſetzt geweſen ſind, laſſen ſie ſich nicht mehr in Leyen ſpalten.

Die Leyen beſtehen übrigens aus einer feſten geſchloſſenen Maſſe und das Hangende und Liegende derſelben iſt faſt durchgehends feſt und haltbar.

Bei der Betriebsführung auf den Dachſchieferbrüchen hat man vorzüglich darauf zu ſehen, daß bei der Gewinnung möglichſt wenig Schiefer in kleine Stücke, welche nicht mehr die zu den Leyen erforderliche Größe haben, zerſetzt wird und daß die ausgehauenen, oft ſehr bedeutenden Weitungen gegen das Zuſammenſtürzen geſichert werden. Um dieſen Forderungen möglichſt zu genügen, werden in den Moſelgegenden verſchiedene Betriebsmethoden angewendet, welche den verſchiedenen Eigenthümlichkeiten der abzubauenden Leyen entſprechen und vorzugsweiſe durch deren Mächtigkeit und Einfallen bedingt werden.

Dieſe verſchiedenen Betriebsmethoden laſſen ſich folgendermaaſen unterſcheiden:

1) Abbau auf minder mächtigen ſtark fallenden Leyen oder einfacher Dreiecksbau;
2) Abbau auf minder mächtigen ſchwach fallenden Leyen oder einfacher Querbau mit geneigter Sohle;
3) Abbau auf mächtigen ſtark fallenden Leyen oder
   a) Dreiecksbau mit hangenden und liegenden Pfeilern,
   b) Querbau mit Querpfeilern und
4) Abbau mit mächtigen ſchwach fallenden Leyen oder Querbau mit Querpfeilern und geneigter Sohle.

Hiernach laſſen ſich alſo die Abweichungen dieſer Betriebsmethoden auf zwei Hauptabtheilungen zurückführen:

**A.** auf den Dreiecksbau und
**B.** auf den Querbau,

Digitized by Google

von welchen der erſte in

1) den einfachen Dreiecksbau und
2) den Dreiecksbau mit hangenden und liegenden Pfeilern;

der letztere dagegen in

1) den einfachen Querbau mit geneigter Sohle,
2) den Querbau mit Querpfeilern und geneigter Sohle und
3) den Querbau mit Querpfeilern zerfällt.

### A. Dreiecksbau.

#### 1) Einfacher Dreiecksbau.

Unter einfachem Dreiecksbau verſteht man diejenige Art des Abbaues, wodurch das ausgerichtete Lager in einer von der Streichungslinie nur 55—60 Grad abweichenden neuen Richtung, mithin weder ganz nach dem Streichen, noch ganz nach der Querlinie, vielmehr nach einer zwiſchen beiden liegenden Diagonale abgebaut wird.

Sobald ein Lager, welches nicht über 16 Fuß mächtig iſt und ſtärker als 50 Grad einfällt, bauwürdig ausgerichtet worden iſt, wird beim Betrieb einer Strecke in der Stollenſohle oder in irgend einer andern Sohle der Dreiecksbau vorgerichtet. Wird ein an einem Gebirgsabhange zu Tage ausgehendes Lager in Betrieb genommen, ſo läßt man das verwitterte Gebirge bis zum feſt anſtehenden Schiefer wegräumen und entweder im Hangenden oder Liegenden deſſelben eine Tagesſtrecke von 4—5 Fuß Weite und 7—8 Fuß Höhe 12—18 Fuß lang ſöhlig auffahren, je nachdem der Schiefer mehr oder minder feſt iſt. Iſt mit dieſer Tagesſtrecke das Lager bauwürdig ausgerichtet, ſo wird, wie aus Taf. 20, Fig. 9 erſichtlich, der Dreiecksbau vorgerichtet und nicht mehr im Streichen des Lagers, ſondern vom Hangenden zum Liegenden ein 3—6 Fuß breites Ort gebaut, welches bei dem Streckenbetriebe Wand genannt wird.

Der rückwärts nach dem Mundloche hin gelegene Stoß wird rechtwinklig vom Hangenden zum Liegenden aufgehauen, um den zur Sicherheit deſſelben erforderlichen Pfeiler **a** zu bilden.

Der feldwärts gelegene Stoß wird dagegen ſcharf angehalten, ſo daß derſelbe mit der Streichungslinie des Lagers einen Winkel von 50—60 Grad bildet, die Wand bei fortrückendem Betriebe mithin ſtets an Breite gewinnt. Die Sohle der Strecken wird hierbei angehalten, dagegen in der Firſte entweder gleich durch ein Ueberbrechen oder durch ſehr ſcharfes Anſteigen ſo hoch in die Höhe gegangen, daß die Wand eine Höhe von 12—20 Fuß erhält.

Bei dieſem Betrieb muß der zu gewinnende Dachſchiefer, wenn nicht eine etwa durchſetzende Kluft benutzt werden kann, in beiden Stößen auf der Sohle und in der Firſt durchhauen oder durchſchroten werden. In der Regel wird eine Dachſchieferlage nach der andern ganz durchſchroten, weil ſie alsdann leicht losgekeilt und her=

eingeworfen werden können. Die Tiefe des Schrots wird mithin durch die Mächtigkeit der einzelnen Dachſchieferlagen bedingt und beträgt in der Regel ½—1 Fuß, zuweilen aber auch nur ¼ und in einzelnen Fällen wohl gegen 1½ Fuß.

Die losgeſchrotene Schiefermaſſe wird nun entweder losgekeilt oder durch einen ſchwachen Schuß hereingeworfen, ſodann in der Grube in 2—3 Fuß lange, 1½—2¼ Fuß hohe Platten zerſchlagen, welche zu Tage gefördert in kleine, der Größe der Leyen entſprechende Platten zertheilt und hierauf in Leyen, die 9—12 Zoll lang, 6—9 Zoll breit und etwa 2½ Linien dick ſind, geſpaltet werden.

Wenn die erſte Wand, welche zuletzt eine Breite von 10 bis 16 Fuß erhält, bis zum Liegenden des Leyens heraus gehauen worden iſt, nimmt man die folgende oder zweite Wand rückwärts in Abbau. Man fährt nämlich am Liegenden in der Höhe der abgebauten Wand eine ſchmale Strecke 2—4 Fuß feldwärts auf (man längt im Liegenden 2—4 Fuß ein) und verbaut ſodann die zweite Wand in der Richtung vom Liegenden gegen das Hangende. Der feldwärts gelegene Stoß wird dabei wieder ſcharf angehalten, ſo daß die Wand, da ſolche bei fortrückendem Betriebe ſich nach beiden Seiten hin ausdehnt, bald eine bedeutende und zuletzt eine Breite von 15—21 Fuß erhält. Dieſer Betrieb rückt ſchon raſcher voran, weil man einen freien Stoß hat und von demſelben aus die am Ortsſtoß eingeſchrotene Schiefermaſſe leicht loskeilen kann. Nach dem Abbau der zweiten Wand wird, wie ſich aus Fig. 9 ergibt, die dritte gleich der erſten vom Hangenden zum Liegenden abgebaut und der Dreiecksbau auf dieſe Art ſo weit fortgeſetzt, als das Lager bauwürdig iſt oder im Felde des Dachſchieferbruches liegt.

Im Fall das abzubauende Lager durch einen Querſchlag ausgerichtet worden iſt, ſo unterſcheidet ſich der Bau von dem oben beſchriebenen nur dadurch, daß man bei dem Abbau der erſten Wand, mit welcher das Lager nach der Richtung des Querſchlages durchbrochen wird, nicht einen, ſondern beide Stöße ſcharf anhält und von hier aus nach beiden Weltgegenden den Dreiecksbau fortſetzt.

Bei dieſem einfachen Dreiecksbau wird in der Regel das Lager in ſeiner ganzen Mächtigkeit gewonnen. Pfeiler bleiben nur ſtehen, wenn ſich etwa am Hangenden oder Liegenden unbauwürdige Schiefermaſſen anlegen oder das Lager ſich in ſeiner ganzen Mächtigkeit verunedelt.

Die unbauwürdigen Schiefermaſſen bleiben alsdann als hangende oder liegende Pfeiler, die unedlen Schiefermittel hingegen als Querpfeiler ſtehen, indem man dieſelben nur mit einer ſtreichenden Strecke durchfährt und auf dem jenſeits wieder bauwürdig ausgerichteten Schiefer einen neuen Dreiecksbau vorrichtet. Noch dürfte hierbei zu bemerken ſeyn, daß dieſer Bau zuweilen bei der Gewinnung einzelner Wände dadurch eine etwas abweichende Geſtalt erhält, daß

Digitized by Google

man überſetzende Querklüfte, an welchen der Schiefer ſich ablöſt, anhält, theils um das Durchſchroten des Schiefers zu erſparen, theils auch, um an den Klüften keine Schiefermaſſen ſtehen zu laſſen, welche ſich losziehen und herein ſtürzen können.

Nachdem angegeben worden iſt, auf welche Art beim einfachen Dreiecksbau beim Auffahren in der Stollen- oder Streckenſohle, alſo bei der Arbeit, welche als Vorrichtung betrachtet werden kann, verfahren wird, bleibt nun übrig, den eigentlichen Abbau oder die Gewinnung des unter der Stollenſohle und in der Firſte bauwürdig anſtehenden Schiefers näher zu beſchreiben.

Unter der Stollenſohle werden, wenn der Schiefer ſo tief bauwürdig niederſetzt und die Waſſer nicht zu ſtark ſind, in der Regel zwei und in einzelnen Fällen auch wohl drei Stroſſen oder Böden abgebaut. Wenn dagegen die Schiefer nicht vorzüglich gut ſind und die Waſſerhaltung koſtſpielig wird, ſo baut man nur einen Boden ab.

Die Gewinnung der Stroſſen oder Böden beginnt, ſobald in der Stollenſohle drei bis vier Wände abgebaut ſind. Zuerſt wird der Boden eingehauen.

An dem Punkte nämlich, wo die erſte Wand abgebaut worden iſt, wird am Hangenden oder Liegenden des Lagers im Abteufen von 8—10 Fuß Länge ſo tief vorgerichtet, mit dem man 12 Fuß, nur ſelten 15 Fuß Tiefe niedergeht. Dieſe Tiefe richtet ſich nach der Höhe, welche die Stroſſe oder der Boden erhalten ſoll. Nach Beendigung dieſer Arbeit wird dieſer Boden, je nachdem man denſelben am Hangenden oder Liegenden eingehauen hat, vom Hangenden zum Liegenden oder in umgekehrter Richtung, durch den Dreiecksbau auf eine ganz ähnliche Weiſe abgegriffen, wie dieſer in der erſten Streckenſohle geführt wird. Man hält dabei, je nachdem das Lager nur nach einer oder nach beiden Weltgegenden hin bauwürdig iſt und abgebaut werden ſoll, einen oder beide Stöße ſcharf an und fährt nach dem Abbau dieſes Bodens auf die bereits beſchriebene Weiſe in der erſten Bodenſohle auf dem Leyen mit Dreiecken oder ſich erweiternden Stößen feldwärts auf. Bei dieſem Betrieb wird die Sohle des Abteufens angehalten und die auf beiden Stößen und in der Sohle verſchrotene Schiefermaſſe von oben losgekeilt. Der zweite und dritte Boden werden, ſobald das Vorrücken des Betriebes in der obern Sohle es verſtattet, auf gleiche Art eingehauen und abgebaut.

Nach dieſer Vorrichtung des erſten und dritten Bodens wird in den Sohlen derſelben mit Dreiecken feldwärts eben ſo aufgefahren, wie bei dem erſten Boden.

Bei dem Abbau der Stroſſen oder Böden ſucht man die tiefſte Sohle möglichſt bald zu erreichen, um den ausgehauenen Raum verſetzen zu können, weil man alsdann die bei den verſchiedenen

Arbeiten fallende, oft ſehr bedeutende Maſſe von Bergen (von den Schieferbrechern Schutt genannt) nicht zu Tage zu fördern braucht, mithin nicht allein an Förderungskoſten erſpart, ſondern, was vorzugsweiſe dabei zu berückſichtigen iſt, den Bau ſichert und ein Losziehen des Nebengeſteins verhütet. Man verſtürzt daher, ſobald der letzte Boden eingehauen und deſſen Gewinnung etwas vorgerückt iſt, die Berge (den Schutt) rückwärts und führt an dem Gewinnungsſtoße eine trockene Mauer von ſonſt nicht brauchbaren Schieferplatten auf, damit beim ſpätern Abbau deſſelben der Bergverſatz nicht hereinſtürzen kann. So wie der Bau in der tiefſten Sohle fortrückt, wird der Bergverſatz nachgeführt und der ausgehauene Raum bis zur Stollenſohle ganz damit ausgefüllt (Fig. 10). Es bleiben daher bei dieſem einfachen Dreiecksbau auf den minder mächtigen Lagern auch unter der Stollenſohle keine Pfeiler ſtehen, wenn ſich nicht zufällig unbauwürdige Schiefermaſſen oder unedle Schiefermittel vorfinden.

Wenn die Böden auf die ganze Feldeslänge abgebaut ſind und der ausgehauene Raum bis zur Stollenſohle mit Bergen ausgefüllt iſt, ſo wird nunmehr zu der Gewinnung des in der Firſte anſtehenden Schiefers übergegangen.

Hierbei wird zuerſt am Hangenden oder Liegenden des Lagers ein Ueberbrechen von 8—10 Fuß Länge, 8—12 Fuß, zuweilen auch 15 Fuß, hoch aufgehauen, welche Höhe derjenigen gleich kommt, die man den Firſten zuzutheilen beabſichtigt. Alsdann wird die erſte Fiſte vom Hangenden zum Liegenden oder vom Liegenden zum Hangenden abgebaut und bei dieſem Betrieb ein oder beide Stöße ſcharf angehalten, je nachdem das Lager nach einer oder beiden Weltgegenden abgebaut werden ſoll. Nachdem die erſte aufgehauene Firſte ganz abgebaut iſt, nimmt man die folgende rückwärts in Angriff und fährt auf die gewöhnliche Art in der erſten Firſtenſohle auf dem Lager mit Dreiecken auf. Bei dieſem Betriebe wird die zu gewinnende Schiefermaſſe auf beiden Stößen und gewöhnlich auch in der Firſte durchſchroten, zuweilen aber auch die auf beiden Stößen eingeſchrotene Schiefermaſſe durch einen in der Firſte geſetzten Schuß hereingeworfen. Die zweite, dritte und folgende Firſten haut man auf dieſelbe Art auf, baut das Lager in jeder einzelnen Firſtenſohle mit Dreiecken ab und geht mit dieſer Firſtenarbeit ſo weit in die Höhe, als daſſelbe bauwürdig iſt.

Bei der Firſtenarbeit haut man das Lager ſtets zu Fuß und führt in der Regel, um den Bau zu ſichern, den Verſatz bis zu der abzubauenden Firſte ſo hoch nach, daß nur der zur Befahrung und zum Abbau erforderliche Raum frei bleibt. Die Stollenſtrecke wird mithin ganz verſtürzt und nur in dem Falle, wenn das Stollenfeldort weiter erlangt werden ſoll, am Hangenden des Lagers eine 3—3½ Fuß weite, 6—7 Fuß hohe Strecke offen gehalten. Zur

Sicherung derſelben wird in einem oder auch in beiden Stößen eine ſtarke trockene Mauer von rauhem Schiefer aufgeführt, über welchen ſtarke Stempel gelegt und dieſe mit großen Schieferplatten bedeckt werden.

In der Regel beginnt die Firſtenarbeit, weil man bei derſelben den Schiefer mit geringen Koſten gewinnt, ſchon während des Betriebes des Stollenorts. Man haut alsdann gewöhnlich da, wo das Lager in der Stollen- oder Streckenſohle zuerſt bauwürdig ausgerichtet worden iſt, die Firſten auf und ſetzt die Firſtenarbeit feldwärts fort, in dem Maaſe, als das Stollenfeldort und die Bohen vorrücken (Fig. 10). Werden dagegen die Firſten erſt angegriffen, wenn das Stollenfeldort bereits ſein Ende erreicht hat, ſo werden in dieſem Falle die Firſten faſt ſtets vor Ort der Stollenſtrecke aufgehauen und rückwärts nach dem Stollenmundloche hingebaut.

Hieraus ergibt ſich nun, daß die minder mächtigen, ſtark fallenden Lager durch den einfachen Dreiecksbau ſehr zweckmäßig abgebaut werden; denn man gewinnt den Schiefer mit der erforderlichen Sicherheit und haut denſelben ſo wenig als möglich in kleine Stücke, weil man das Auffahren im Streichen, wobei der Schiefer größten Theils zerkleiet wird, möglichſt vermeidet.

## 2) Dreiecksbau mit hangenden und liegenden Pfeilern.

Beim Dreiecksbau mit hangenden und liegenden Pfeilern wird das Lager in einer mit der Streichungslinie einen Winkel von 60 bis 75 Grad bildenden Richtung, mithin mehr nach der Querlinie wie nach dem Streichen abgebaut. Dieſe Art des Betriebes wird beim Abbau mächtiger, mehr als 50 Grad einfallenden Lager ſehr häufig gewählt und unterſcheidet ſich von dem einfachen Dreiecksbau hauptſächlich nur dadurch, daß beim Abbau einer Wand, Stroſſe oder Firſte die Stöße weniger ſcharf angehalten werden und zur Sicherheit des Baues in beſtimmten Enfernungen am Hangenden und Liegenden des Lagers Pfeiler ſtehen bleiben.

Die abzubauende Wand, Stroſſe oder Firſte erhält nämlich bei den mächtigen Leyen, wenn man auch nur einige Fuß einlängt und die Stöße weniger ſcharf anhält, doch zuletzt eine Breite von 24 bis 36 Fuß. Man gewinnt daher bedeutende Schiefermaſſen, ohne viel Schiefer in kleine Stücke zu zerhauen, weil man das Einlängen oder Auffahren im Streichen möglichſt vermeidet und quer durchbricht, alſo das Lager mehr nach der Querlinie durchſchroten wird.

Hierbei ſind aber ſtarke Pfeiler unumgänglich nöthig, weil die bedeutenden Weitungen ſonſt bald zuſammenbrechen würden und deshalb bleibt abwechſelnd am Hangenden und Liegenden in Entfernungen von 3—4 Lachtern und bei Statt findendem ſtarken Druck auch wohl in geringeren Entfernungen von 2 Lachtern ein 8 bis

12 Fuß breiter und 8—10 Fuß langer Pfeiler in der Falllinie des Leyens ſtehen, Fig. 11 und 12.

In einzelnen Fällen läßt man auch wohl noch überdies, wenn die Sicherheit es erfordert, in der Mitte des Leyens an verſchiedenen Punkten ſtarke Pfeiler (a, Fig. 11) ſtehen.

Dieſe Pfeiler widerſtehen zwar in der Regel dem Firſtendruck; doch geben ſie wohl bei flach fallenden Lagern nach, die äußern Schieferlagen ziehen ſich durch den ſtarken Druck los und es erfolgt ein Bruch in der halben Höhe des Pfeilers.

In ſolchen Fällen werden die Pfeiler am Hangenden durch eine trockne Mauer unterſtützt. Bedeutenden Seitendruck halten dieſe Pfeiler, wenn ſie bei Boden- oder Firſtenarbeit eine bedeutende Höhe erhalten, nicht aus. Man muß dann bei der Boden- oder Firſtenarbeit die Pfeiler durch einen Bogen b unterſtützen, d. h. den Schiefer auf eine Höhe von 8—16 Fuß quer durch das Lager in der Linie des Pfeilers ſtehen laſſen. Dieſe Bogen, ſo wie die Pfeiler, werden, nachdem das Lager abgebaut iſt und die ausgehauenen Weitungen mit Bergen verſetzt ſind, zuweilen theilweiſe gewonnen, gehen jedoch größtentheils ganz verloren. Sie liefern auch beim Abbau verhältnißmäßig wenig Leyen, weil der Schiefer zu ſehr zerdrückt iſt und deshalb bei der Gewinnung und beim Spalten viel kleine Stücke abfallen.

Bei dieſem Dreieckbau hält man den Schrot in der Firſte bis in die Mitte des Lagers ſcharf an und läßt ihn alsdann wieder fallen, ſo daß die Firſte die Form eines Gewölbes erhält und deshalb auch oft Gewölbe genannt wird.

Die einzelnen Firſten werden gewöhnlich 18—24 Fuß hoch genommen, die auf beiden Stößen eingeſchrotene Schiefermaſſe ſehr zweckmäßig durch der Firſte geſetzte Schüſſe hereingeworfen. Dieſe Schüſſe wirken ſo bedeutend, daß die durch einen einzigen Schuß hereingeworfene Schiefermaſſe bisweilen 100 auch wohl 200 Reis Leyen (1 Reis = 8 Fuß) liefert.

### B. Querbau.

#### 1) Einfacher Querbau mit geneigter Sohle.

Der einfache Querbau mit geneigter Sohle beſteht darin, daß das ausgerichtete Lager in der Richtung vom Hangenden gegen das Liegende und mit einer 20—40 Grad dem Fallen des Lagers entgegengeſetzt geneigten Sohle abgebaut wird.

Dieſe Art des Abbaues wird auf ſchwach fallenden Lagern, welche nicht über 50 Grad einfallen und nicht über 16 Fuß mächtig ſind, angewendet. Man kann bei den ſchwach fallenden Lagern nicht wohl eine Gewinnung vom Liegenden zum Hangenden, alſo auch keinen Dreieckbau vorrichten, weil wegen des ſehr ſpitzen Win-

Digitized by Google

kels, welchen die Sohle mit der Falllinie des Lagers bildet, das Schroten in der Sohle ſehr mühſam iſt und der Schrot ſchon um ein Drittel tiefer gehauen werden muß, als die Mächtigkeit der zu durchſchrotenden Schiefermaſſe beträgt. Man treibt deshalb am Hangenden des Lagers eine ſtreichende Strecke und nimmt aus derſelben, ſobald daſſelbe hierdurch auf die erforderliche Länge bauwürdig aufgeſchloſſen worden iſt, eine 8—20 Fuß breite, 8—16 Fuß hohe Wand vom Hangenden zum Liegenden in Abbau. Bei dieſem Betriebe wird der Schiefer in beiden Stößen quer durchhauen, der Schrot in der Firſte ziemlich ſöhlig gehalten, in der Sohle dagegen mit einem Einfallen von 20—40 Grad und in der Regel ziemlich winkelrecht gegen die Falllinie des Lagers eingehauen. Der Schrot in der Sohle wird daher nur wenig tiefer, als die Mächtigkeit der zu durchſchrotenden Schiefermaſſe beträgt und die Wand gewinnt bei fortrückendem Betriebe an Höhe. Während des Abbaues der erſten Wand wird die ſtreichende Strecke am Hangenden weiter erlängt und die zweite Wand zur Gewinnung vorgerichtet. Nach dem Abbau der erſten Wand wird nun die zweite in Betrieb genommen und der Streckenbetrieb auf ſolche Art ſo weit fortgeſetzt, als das Lager bauwürdig aushält oder ſonſtige Verhältniſſe es geſtatten. Bei der Bodenarbeit werden die Böden ſtets am Hangenden des Lagers eingehauen und eben ſo wie die Wände vom Hangenden zum Liegenden abgebaut. In der Regel baut man zwei bis drei Böden ab und verſetzt eben ſo, wie beim Dreiecksbau, den ausgehauenen Raum mit Bergen, ſo bald man den tiefſten Boden abgebaut hat. Die einzelnen Böden werden nach der Feſtigkeit des Schiefers 8 bis 16 Fuß hoch und 8—20 Fuß breit genommen.

Auf gleiche Weiſe werden bei der Firſtenarbeit die Firſten am Hangenden aufgehauen und dieſelben vom Hangenden zum Liegenden abgebaut. Der Schrot in der Firſte wird gewöhnlich mit derſelben Neigung wie der Schrot in der Sohle beim Streckenbetrieb eingehauen, damit derſelbe nicht viel tiefer wird, wie die zu gewinnende Schiefermaſſe mächtig iſt. Man verliert ſo in der erſten Firſtenſohle mit fortrückendem Betrieb an Höhe, weil beim Streckenbetriebe der Schrot in der Firſte ſöhlig gehalten wird. Man würde daher auch beim Streckenbetrieb dem Schroten der Firſte dieſelbe Neigung, wie dem in der Sohle geben, wenn nicht gerade hierbei als eine Vorrichtungsarbeit die Schiefergewinnung durch die zunehmende Höhe der abzubauenden Wand auf eine erwünſchte Weiſe vermehrt würde.

Bei dem einfachen Querbau mit geneigter Sohle (Fig. 13) bleiben keine Pfeiler ſtehen, wenn ſich nicht unbauwürdige Schiefermaſſen oder unedle Schiefermittel in dem Lager finden.

## 2. Querbau mit Querpfeilern und geneigter Sohle. (Fig. 14).

Dieſe Art der Bauführung wird beim Abbau mächtiger, ſchwach fallender Lager, welche ſich höchſtens unter einem Winkel von 50 Grad verflächen, gewählt und unterſcheidet ſich von dem einfachen Querbau mit geneigter Sohle nur dadurch, daß man in beſtimmten Entfernungen quer durch das Lager 6—10 Fuß breite Pfeiler ſtehen läßt und dieſe nur mit der Strecke, welche in der Stollenſohle gewöhnlich am Hangenden des Lagers zur Vorrichtung des Baues aufgefahren wird, durchbricht. — Die Entfernung, in welcher dieſe Querpfeiler von einander ſtehen bleiben, wird theils durch die Beſchaffenheit des Schiefers und des Nebengeſteins bedingt und wechſelt zwiſchen 3—6 Lachtern. Wenn der Schiefer und das Nebengeſtein feſt und nicht zerklüftet iſt, ſo baut man dieſe Querpfeiler oft vom Hangenden nach dem Liegenden hin bis in die Mitte des Lagers ab, läßt auch wohl in einzelnen Fällen nur einen 10 bis 16 Fuß mächtigen Pfeiler am Liegenden ſtehen. Sind nach vollendetem Abbau des Lagers die Weitungen mit Bergen verſetzt, ſo können die Pfeiler, in ſofern es der Druck geſtattet, noch theilweiſe abgebaut werden.

Wenn man jedoch die Vorſicht anwendet, beim Bergverſatz an den Stößen dieſer Sicherheitspfeiler andere Mauern aufzuführen, ſo wird es in der Regel gelingen, dieſe Pfeiler nach faſt beendetem Abbau ganz und ohne Verluſt heraus zu gewinnen, indem die verſetzten Berge alsdann nicht herein rollen und dieſe Gewinnung ſtören können.

### 3) Querbau mit Querpfeilern. (Fig. 15.)

Unter Querbau mit Querpfeilern verſteht man diejenige Art des Abbaues, wodurch das ausgerichtete Lager nach der Mächtigkeit abgebaut wird und zur Sicherheit des Baues in Entfernungen von 3—4 Lachtern quer durch daſſelbe 6—10 Fuß breite Pfeiler ſtehen bleiben.

Dieſe Art des Abbaues wird bei mächtigen, ſtärker als 50 Grad einfallenden Lagern angewendet. Das Verfahren, welches man dabei befolgt, iſt folgendes:

Gewöhnlich am Liegenden des Lagers, in einzelnen Fällen auch wohl am Hangenden deſſelben, wird in der Stollenſohle eine 8 Fuß hohe, 6 Fuß weite Strecke oft im Dreiecksbau aufgefahren, damit die Schiefer ſo wenig als möglich in kleine Stücke zerhauen werden. Sobald dieſe Strecke ſo lang, als man die Entfernung der Querpfeiler beſtimmt hat, alſo etwa 3—4 Lachter lang, aufgefahren iſt, wird auf dieſe Länge die erſte Wand vom Liegenden zum Hangenden in Abbau genommen und die Firſte, welche in Gewölbe gehauen

wird, ſo angehalten, daß die Wand eine Höhe von 10 Fuß erhält. Bei dieſem Betriebe wird der Schiefer auf beiden Stößen quer durchhauen und der untere Schrot ſöhlig gehalten.

Hat man die erſte Wand bis zum Hangenden des Lagers abgebaut, ſo wird hier auf die ganze Breite der abgebauten Wand der erſte Boden 10—12, zuweilen auch 15 Fuß tief eingehauen und vom Hangenden zum Liegenden abgebaut. Iſt derſelbe bis zur Mitte des Lagers fortgebracht, ſo haut man den zweiten Boden am Hangenden ein und ſetzt den Betrieb in dieſer Art fort, bis man das Lager zur feſtgeſetzten Teufe abgebaut hat.— In einzelnen Fällen haut man auch wohl die Böden am Hangenden des Lagers nur auf eine Länge von 8—10 Fuß ein und hält alsdann beim Abbau denjenigen Stoß, an welchem der Boden nicht bis zum Pfeiler eingehauen iſt, ſcharf an, fährt alſo dreiecksweiſe auf. Hat man bei dieſem Betrieb den Boden bis zum Liegenden fortgebracht, ſo wird der Theil derſelben, welcher ſtehen geblieben iſt, rückwärts vom Liegenden zum Hangenden abgebaut.

Die Anzahl der Boden welche man alle am Hangenden einhaut und vom Hangenden zum Liegenden gewinnt, wird theils durch die Bauwürdigkeit des Lagers, theils durch die mehr oder minder ſtarken Waſſer bedingt; zuweilen baut man nur drei, oft aber auch fünf bis ſechs Boden ab.

Während man die erſte Wand und die Boden unter derſelben gewinnt, wird die Strecke am Liegenden des Lagers fortgetrieben. Sobald dieſelbe weit genug erlangt iſt, wird mit Stehenlaſſung eines 6—10 Fuß breiten Pfeilers neben der erſten Wand die zweite, 3—4 Lachter lange Wand vom Liegenden zum Hangenden abgebaut. Gewöhnlich wird, um eine gleichmäßige Gewinnung zu erhalten, der Betrieb ſo eingerichtet, daß nach Beendigung des Abbaues des letzten Bodens unter der erſten Wand die zweite Wand bis zum Hangenden fortgebracht und hier der erſte Boden bereits eingehauen iſt.

Nach dem Abbau des letzten Bodens wird die ausgehauene Weitung mit den bei den folgenden Arbeiten fallenden Bergen verſetzt und die Verbindung mit dem Streckenorte ſo lange mittelſt einer auf den beiden Querpfeilern aufruhenden Brücke hergeſtellt, bis die ausgehauene Weitung gänzlich mit Bergen ausgefüllt iſt. Während des Abbaues der zweiten Wand und der Böden unter derſelben wird die Strecke am Liegenden des Lagers fortgetrieben, die dritte Wand zur Gewinnung vorgerichtet.

Auf dieſe Weiſe rücken die Vorrichtung und der Abbau des Lagers ſo weit vor, als daſſelbe ſich bauwürdig zeigt oder in dem Felde des Grubenbeſitzers liegt.

Hat man in und unter der Stollenſohle das Lager abgebaut und die ausgehauene Weitung bis zur Stollenſohle mit Bergen

verſetzt, ſo ſchreitet man zur Gewinnung des in der Firſte anſtehenden Schiefers.

Die Firſten werden zwiſchen den verſchiedenen Querpfeilern am Hangenden des Layen 8—16 Fuß hoch aufgehauen und vom Hangenden zum Liegenden abgebaut.

Endlich, nach dem Abbau der Firſten, werden die Pfeiler, welche nur mit der in der Stollenſohle am Liegenden des Lagers getriebenen Strecke durchfahren ſind und noch ſehr viele Layen liefern, ſo weit, wie es der Druck geſtattet, abgebaut. Dieſe Gewinnung wird erleichtert, wenn man beim Verſetzen der Berge das bereits oben angegebene Verfahren beachtet und zu beiden Seiten der Pfeiler eine ſtarke trockene Mauer aufführt.

Bei der Bodenarbeit dieſes Querbaues iſt die Förderung des gewonnenen Schiefers bis zur Stollenſohle und die Gewältigung der Waſſer mittelſt Pumpen koſtſpielig. Man hat daher auf den Brüchen, wo es die Verhältniſſe geſtatten, das Lager in der Sohle, bis zu welcher die Böden niedergehen, mit einem tiefern Stollen ausgerichtet, dadurch die Waſſerhaltung beſeitigt und die Förderung erleichtert. Hierbei treibt man die Vorrichtungsſtrecke in oberer Sohle am Liegenden des Lagers, baut aus derſelben die Wände vom Liegenden zum Hangenden ab und gewinnt ſodann die Böden vom Hangenden zum Liegenden. Der gewonnene Schiefer wird jedoch nicht durch die obere, ſondern durch die untere Strecke zu Tage gefördert. Theils zu dieſem Behufe, theils auch um die Waſſer abzuführen, wird in der tiefen Stollenſohle am Hangenden des Lagers eine Strecke nachgeführt.

Dieſe Strecke wird übrigens nur beim Durchbrechen der Querpfeiler in feſtem Schiefer getrieben; zwiſchen den Pfeilern dagegen erſt dann gebildet und ausgemauert, wenn man den Schiefer abgebaut hat und die Berge verſetzt.

Um die Förderung zu erleichtern, werden außerdem die Pfeiler noch in der Sohle des zweiten und vierten Bodens am Hangenden des Lagers durchbrochen.

Bei den offenen Tagebauen auf Dachſchieferlager in dieſen Gegenden wählt man diejenige Art des Abbaues, welche den Eigenthümlichkeiten des Lagers nach den angeführten Bedingungen entſpricht. Der Tagebau iſt aber deshalb nicht ſehr empfehlenswerth, weil der Schiefer im Winter durchfriert, derſelbe ſorgfältig bedeckt werden muß und die Brüche nicht betrieben werden können, weil das Nebengeſtein ſich oft allmälig loszieht und unvermuthet hereinſtürzt und den Betrieb gefährlich macht.

Aus dieſen Gründen iſt daher auch der Tagebau nach und nach bei den Dachſchieferbrüchen eingeſtellt und findet an der Moſel nur noch auf wenigen unbedeutenden Brüchen ſtatt.

# Dritte Abtheilung.

## Betrachtungen über die Fortſchritte des Hüttenweſens.

### Erſtes Kapitel.

#### Von den Gebläſen*).

Von der Eintheilung der verſchiedenen Arten von Gebläſen, ſo wie von der ältern Einrichtung der bis 1822 bekannten redeten wir im erſten Kapitel der vierten Abtheilung des Hauptwerks (Bd. III., S. 187 ꝛc.) und es bleibt uns daher nur übrig, von der neuern Einrichtung der Cylindergebläſe, welche in Vollkommenheit und Wirkſamkeit immer noch nicht übertroffen ſind und von einigen neu erfundenen zu reden.

---

*) Zum weitern Studium dieſes wichtigen Gegenſtandes empfehlen wir folgende Werke: Karſtens Syſtem der Metallurgie, Bd. III., S. 167 ꝛc. — v. Gerſtners Handbuch der Mechanik, III. Bd. (Prag 1834), S. 425 ꝛc. — Walter und Leblanc, praktiſche Eiſenhüttenkunde, aus dem Franz. von C. Hartmann, Weimar 1839. Th. I., Syſtem. Text, S. 129 ꝛc. und erklärender Text S. 47 ꝛc. Mein Artikel Gebläſe in Prechtls technol. Encyklopädie. VI. 432 ꝛc.

## I. Gußeiſerne Cylindergebläſe.

Dieſe ſind ſtets doppelt wirkend, um die größtmögliche Wirkung davon zu ziehen und größere Regelmäßigkeit zu erlangen*).

Der Cylinder C C, Fig. 16, Taf. 20, muß ausgebohrt, d. h. im Innern mit einem vollkommen gleichförmigen Durchmeſſer ausgedreht worden ſeyn. Er iſt oben und unten mittelſt eines gußeiſernen Deckels und Bodens geſchloſſen und in dieſem hat man Oeffnungen 0,0′ zum Ein- und Ausſtrömen der Luft gelaſſen. Der ebenfalls gußeiſerne Kolben iſt an einer eiſernen, genau abgedrehten Stange befeſtigt, die durch eine Stopfbüchſe G G′ geht, deren Liederung jedes Entweichen von Luft längs der Stange verhindert. Am Boden und am Deckel ſind Kaſten B B, B′ B′ angebracht, in welchen die Einlaß- oder Saugventile S s und die Auslaßventile S′ s′ vorhanden ſind. Von den letztern gehen die Röhren D D, D′ D′ ab, welche ſich vereinigen und die Luft einem Reſervoir zuführen.

Die Einlaßventile ſind aber nicht immer in Gehäuſen oder Käſten vorhanden, ſie können auch, wie man in S s, Fig. 1, Taf. 21, ſieht, am Boden und Deckel oder nur am Boden angebracht ſeyn.

Das Spiel der Maſchine iſt leicht zu begreifen. Indem ſich der Kolben P, Fig. 16, Taf. 20, erhebt, drückt die äußere Luft auf das Ventil S, öffnet es und dringt unter den Kolben; während dieſer Zeit öffnet die über demſelben befindliche verdichtete Luft das Ventil s′ und entweicht durch die Röhre D′ D′. Beim Niedergange des Kolbens findet die entgegengeſetzte Wirkung ſtatt, die äußere Luft wird mittelſt des Ventils s′ angeſogen, während die verdichtete durch das Ventil S′ in die Röhre D D ausgedrückt wird.

Formen und Einrichtungen der Ventile. — Die am gewöhnlichſten angewendeten Ventile ſind die Klappenventile; allein an den Böden der Cylinder bringt man zuweilen auch Ventile mit Stangen an, die entweder koniſch oder mit einer Lederliederung verſehen ſind; letztere verdienen den Vorzug vor den erſtern, weil ſie leichter und wohlfeiler einzurichten und zu unterhalten ſind und eben ſo gut ſchließen, als die Kegelventile. Die Liederung hat dieſelbe Einrichtung, wie bei den hölzernen Gebläſen.

Die am Boden und Deckel angebrachten Ventile ſind für kleine Maſchinen zweckmäßig, bei denen die zum Einlaſſen der Luft nöthige Oeffnung keine großen Dimenſionen erfordert, wie man in Fig. 1 und 2, Taf. 21, ſieht. Man kann ſie auch am Boden ſehr großer Cylinder anwenden; allein die alsdann erforderliche große Anzahl von Oeffnungen ſchwächt den Boden zu ſehr.

---

*) Nach dem weiter oben angeführten Werke von Walter u. Leblanc.

Die Ventilkäſten oder Ventilgehäuſe werden bei den mittlern und großen Gebläſecylindern angebracht, um den Boden und den Deckel nicht durch mehrere Oeffnungen zu ſchwächen und um dieſen Oeffnungen die verlangten Dimenſionen zu geben. Man wird weiter unten angeben, welche dieſe Dimenſionen ſeyn müſſen.

Formen, Durchmeſſer und Liederung der Kolben. — Die vortheilhafteſte Form, die man den gußeiſernen Kolben geben kann, iſt die in Fig. 16 und 17, Taf. 20, im Ganzen und in Fig. 22 und 23 in einzelnen Theilen dargeſtellte. Ein ſolcher Kolben beſteht aus einer kreisförmigen Scheibe oder Platte Q mit Verſtärkungsribben n n, L L und mit einem Rande, der die Geſtalt einer doppelten Kehle I I zur Aufnahme der ledernen Liederung hat.

Man bedient ſich auch, jedoch jetzt nur noch ſelten, der in den Figg. 26 und 27 dargeſtellten Form, die aus einer mit Verſtärkungsribben n n verſehenen Platte Q beſteht, welche mit einem cylindriſchen Rande I I umgeben iſt, um die man eine Liederung G von Hanfflechten anbringt.

Die Peripherie der Kolben, ihre Kehlen, ſo wie der cylindriſche Rand der letztern Form müſſen abgedreht werden. Der äußere Durchmeſſer der Kolben muß 4—5 Millim. ($1\frac{3}{4}$—$2\frac{1}{4}$ Lin.) geringer ſeyn, als der Durchmeſſer der Cylinder, damit jene nicht gegen die Wände von dieſen reiben.

Die lederne Liederung wird von Streifen c c, Fig. 23, gemacht, die nach Kreisbögen ausgeſchnitten und in die Kehlen I I gebracht werden; ſie werden durch hölzerne oder gußeiſerne Segmente H H und durch Schraubenbolzen feſtgehalten. Mittelſt der Geſtalt der Kehlen erheben ſie ſich becherförmig und bringen dadurch, daß ſie ſich gegen die Cylinderwände legen, einen um ſo beſſern autoklaviſchen Schluß hervor, je mehr Preſſung der Wind hat.

Die Liederung der Kolben mit cylindriſchem Rande, Fig. 26 und 27, geſchieht durch platte Geflechte von Hanf oder beſſer noch von Baumwolle, womit man die Ränder umgibt und die man mittelſt eines eiſernen Ringes II, der durch die Stücken Eiſen f f feſtgehalten wird, zuſammendrückt. Dieſe Liederung nutzt ſich aber ſchnell ab und läßt alsdann eine große Quantität Luft auf der einen oder der andern Seite des Kolbens entweichen. Die andern Arten der Liederung ſind daher in jeder Hinſicht vorzuziehen.

Man muß die Liederung nie ölen oder fetten, ſondern man muß, um die Reibung zu vermindern, feines Graphitpulver anwenden, welches man in dem Augenblicke des Anſaugens der Luft in den Cylinder wirft.

Schädlicher Raum. — In allen Gebläſen mit Kolben kann der Letztere nicht genau bis an den Boden oder den Deckel treten, ſo daß in den Käſten oder Cylindern ſtets ein Raum bleibt,

aus welchem die Luft nicht ausgedrückt werden kann. Dieſer Raum vermindert den Nutzeffekt der Maſchine um ſo mehr, je größer er iſt, weil die darin zuſammengepreßte Luft ſich bei der rückkehrenden Bewegung des Kolbens ausdehnt und der äußern Luft nur erſt dann in das Gebläſe einzudringen geſtattet, wenn ſie gleichen Druck mit der Atmoſphäre hat. Um das verlangte Luftvolum wirklich zu erhalten, iſt es alsdann nöthig, den Durchmeſſer oder die Seite der Käſten zu vergrößern, welches mehr bewegende Kraft erfordert und die Reibung vermehrt. Dieſe Nachtheile haben Veranlaſſung gegeben, den gedachten Raum ſchädlichen Raum zu nennen und er muß ſo viel als möglich vermindert werden. Bei gut konſtruirten Maſchinen müſſen die vorſtehendſten Theile der Kolben dem Deckel und dem Boden nur bis auf 1 Centimeter (4½ Linien) nahe kommen.

Gußeiſerne Kolben haben immer ſehr bedeutende Hohlungen, welche den ſchädlichen Raum vermehren; man muß ſie daher beſtmöglichſt mit leichtem Holz ausfüllen. Endlich vermehren auch die Ventilgehäuſe den ſchädlichen Raum und man muß ſie daher ſo einzurichten ſuchen, daß ihr Volum ſo gering als möglich ſey.

Bewegung der gußeiſernen Gebläſe. — Die bewegende Kraft dieſer Gebläſe kann ein Waſſerrad oder eine doppeltwirkende Dampfmaſchine ſeyn. Im erſtern Falle wendet man gezahnte Räder an, um die erlangte Geſchwindigkeit zu erhalten und die Fortpflanzung der Bewegung zur Kolbenſtange wird mittelſt einer Kurbel, einer Kurbelſtange und eines Balanciers bewirkt, welchen letztern man jedoch auch weglaſſen kann, indem man die Kurbelſtange ſogleich mit der darüber befindlichen Kolbenſtange verbindet. Im zweiten Falle wird die Geſchwindigkeit nach der Dampfmaſchine regulirt und die Mittheilung der Bewegung von der Kolbenſtange der letztern bis zur Kolbenſtange des Gebläſes geſchieht durch einen Balancier. In dem einen oder in dem andern Falle wird die ſenkrechte Richtung der Stangen mittelſt des Watt'ſchen Parallelogramms oder durch irgend ein ähnliches Mittel erhalten.

Wir haben bereits mehrere Mechanismen im dritten Bande kennen gelernt und werden weiter unten auch noch einige kennen lernen.

Die Kolbengeſchwindigkeit der durch ein Waſſerrad bewegten Maſchinen wechſelt von 0,75—1 Meter (2—3 Fuß) in der Sekunde und die letztere Geſchwindigkeit hat durchaus nichts Nachtheiliges. Für die mittelſt Dämpfen betriebenen Gebläſe iſt die Kolbengeſchwindigkeit faſt nie unter 0,90 Meter (2 Fuß 10½ Zoll) und nie über 1,20 Meter (3 Fuß 10 Zoll) in der Sekunde, ſo daß die mittlere zweckmäßige Geſchwindigkeit auch noch zu ungefähr 1 Met. (3 Fuß) anzunehmen iſt.

Bei jedem Gebläſe iſt der Luftſtrom im Anfange des Kolbenlaufs ſchwach und dies muß nothwendig der Fall ſeyn, die Bewegung des Kolbens mag regelmäßig ſeyn oder nicht; ſeine Dauer iſt aber um ſo geringer, je ſchneller die anfängliche Bewegung des Kolbens ſeyn kann. Die Anwendung eines Schwungrads hat daher bei den Gebläſen durchaus keinen Vortheil und iſt wenigſtens ganz unnütz, wenn die bewegende Kraft ein Waſſerrad iſt. Man kann es aber auch bei den durch Dampfmaſchinen bewegten Gebläſen weglaſſen, wenn die Vertheilung der Dämpfe durch die Bewegung des Balanciers bewirkt wird; allein weil alsdann die Dampfmaſchinen weniger einfach ſind, ſo zieht man es oft vor, die Vertheilung der Dämpfe durch excentriſche Scheiben zu bewirken, welches die Anwendung einer Kurbel und folglich auch eines Schwungrades nach ſich zieht. Man muß alsdann aber nur ein Schwungrad anwenden, was gerade hinreichend iſt, um die Continuität der rotirenden Bewegung der Kurbel zu erhalten, ohne ſie viel reguliren zu wollen.

Wir laſſen nun die genaue Beſchreibung einiger neuer, beſonders gut eingerichteter doppeltwirkender Cylindergebläſe mit Hilfe der Abbildungen auf den Taf. 20 und 21 folgen.

Maſchine zu Lavoulte, konſtruirt durch die Herren Aitkin und Steel. — Sie werden durch Dampfmaſchinen in Bewegung geſetzt und wir lernen hier nur die Konſtruktion eines eigentlichen Gebläſecylinders mit allen Einzelnheiten kennen.

Die Fig. 16, Taf. 20, ſtellt einen ſenkrechten, durch die Axe des Cylinders oder durch die Linie 1, 2, Fig. 17, gehenden Durchſchnitt des Gebläſes dar; die Fig. 17 einen horizontalen Durchſchnitt, der über dem Kolben **P P** gemacht worden iſt; Fig. 18 den Deckel der Maſchine, ohne die daran befindlichen Stücke*).

**C C** gußeiſerner, vollkommen cylindriſch ausgebohrter Cylinder.

**F F** große Platte, auf welche der Cylinder feſtgeſchraubt worden iſt und der als Boden dient. Dieſe Platte iſt auf ein Grundgemäuer von Quaderſteinen mit ſechs 4 Centimeter (18 Linien) ſtarken und 2,5 Meter (8 Fuß) langen Bolzen befeſtigt.

**A A** Deckel, der auf den oberſten Kranz des Cylinders geſchraubt iſt.

**P P** gußeiſerner, mit Leder geliederter Kolben, der im Aufgange begriffen iſt. Seine Stange **T** beſteht aus Schmiedeeiſen, iſt vollkommen cylindriſch mit dem Kolben mittelſt eines Splettes verbunden und geht durch eine Stopfbüchſe **G G** in der Mitte des Deckels. Eine Klappe **G' G'**, die man mittelſt zweier Bolzen an-

*) Dieſe drei Abbildungen ſind nach einem Maaßſtabe = $\frac{1}{50}$ aufgetragen.

ziehen kann, drückt die zum Stopfen angewendete Materie rings um die Stange, ſo daß der Wind nicht durch die Büchſe entweichen kann.

o o, o' o', Fig. 16, 17 und 18, Oeffnungen in dem Deckel und in dem Boden, durch welche die äußere Luft in den Cylinder dringt und die verdichtete herausgeht.

E, Fig. 16 und 18, Fahrloch, welches mit einer Platte verſchloſſen iſt und durch welches man in den Cylinder gelangen kann, wenn die Liederung ausgewechſelt werden ſoll.

BB, B' B' gußeiſerne Kaſten von gleicher Geſtalt, welche die obern und untern Einlaßventile S s und die Auslaßventile S' s' enthalten. Die Fig. 19 zeigt den vordern Aufriß des Kaſtens B' B', der auf dem Deckel des Cylinders befeſtigt iſt; Fig. 20 eine Anſicht von der hintern Seite und Fig. 21 einen horizontalen Durchſchnitt nach der Linie 1, 2 der Fig. 19. Jeder Kaſten enthält drei Einlaß- und drei Ausblaſe- oder Auslaßventile, die unter einander durch Scheider und Verſtärkungsribben getrennt worden ſind. Derjenige Theil, welcher ſich gegen den Boden und gegen den Deckel legt, iſt mit Oeffnungen verſehen, die mit den Oeffnungen o o' korreſpondiren und gleiche Dimenſionen haben.

p Gewicht, welches an einer ſchwachen Kette hängt und den Zweck hat, ein Ueberſchlagen der Einlaßventile zu verhindern und ihren Schluß zu veranlaſſen. Alle übrigen Ventile ſchließen ſich durch ihr eignes Gewicht.

Die Liederung dieſer Ventile beſteht aus Leder, bedeckt mit einem Schaffell, welches noch die Wolle hat und welches zwiſchen zwei Blechtafeln von $2\frac{1}{2}$ Linien Dicke gezwängt iſt. Das Leder dient als Haspen für die Klappen und die rauhe Seite des Schaffells veranlaßt, daß die Ventile ſanfter und dichter ſchließen und beim Schluß nicht ſo viel Lärm machen.

D D, D' D' Röhren von 1 Linie ſtarkem Eiſenblech, welche der Wind abwechſelnd von dem obern und dem untern Theile des Cylinders in das Reſervoir oder den Regulator leiten.

Details des Kolbens nach doppeltem Maasſtabe. — Fig. 22, Bruchſtück von dem Grundriß eines Kolbens mit Lederliederung; Fig. 23, Durchſchnitt nach der Linie 5, 6 des Grundriſſes.

Dieſer Kolben beſteht aus einer gußeiſernen Platte Q, Fig. 16, 22 und 23, die durch Ribben n n, Fig. 17, welche abwechſelnd oben und unten befindlich, verſtärkt ſind. Der kreisrunde Rand dieſer Platte iſt mit einer doppelten Kehle I I und mit aufrecht ſtehenden Rändern L L verſehen, die ſich bis zu der Höhe der Ribben erheben. Die Hohlkehlen, ſo wie der äußere Umkreis der Ränder ſind abgedreht. Streifen von ſtarkem Leder C C ſind in die Kehlen eingelegt und erheben ſich ungefähr 4 Centimet. ($1\frac{1}{2}$ Zoll) hoch

gegen die Cylinderwände; acht gußeiſerne Segmente HH, die durch doppelte Bolzen dd feſtgeſchraubt ſind, halten die Lederſtreifen feſt.

Die Figg. 24 und 25 ſtellen einen doppelten Bolzen dd vor, welcher in der Mitte mit einem Anſatz t verſehen iſt, der den Bolzen in ſeiner Oeffnung feſthält.

d', Fig. 22, Loch, welches den Bolzen aufnimmt; oben iſt es mit einer ſenkrechten Vertiefung ee, Fig. 22 und 23, zur Aufnahme des Vorſprungs verſehen, die mit einem horizontalen Falz ee' in Verbindung ſteht, in welche der Vorſprung tritt, indem man den Bolzen um ein Viertel ſeiner Peripherie dreht. Man ſteckt in die Oeffnung ee ein Stück Holz, damit ſich der Bolzen nicht drehen kann, wenn man die Muttern anzieht.

Fig. 26, Bruchſtücke von dem Grundriß eines Kolben mit Hanfliederung; Fig. 27, Durchſchnitt nach der Linie 7, 8 des Grundriſſes.

Q Kolbenplatte, die durch acht Ribben n verſtärkt und mit einem cylindriſchen Ring II verſehen iſt. Die Platte hat außerhalb dieſes Ringes einen Vorſprung und bildet einen Rand R, auf welchem die Liederung G ruht. Dieſe letztere iſt mit einem ſchmiedeeiſernen Kranz HH bedeckt, über den die Klammern ff greifen, von denen auf jeder Ribbe eine vorhanden iſt, die durch Bolzen d feſt gehalten werden und die Liederung gegen die Cylinderwand drängen.

Dieſe Kolben wurden zuerſt zu Lavoulte angewendet, allein da man ſie zu häufig auswechſeln mußte, ſo erſetzte man ſie durch ſolche mit einer Lederliederung. Letztere erfordern ein Fahrloch am Cylinderboden.

Die Maſchinen zu Lavoulte machen im Durchſchnitt achtzehn doppelte Kolbenzüge in der Minute und liefern jede 6000 Kubikfuß Wind in derſelben Zeit. Jede Dampfmaſchine hat eine Kraft von ſechzig Pferden.

Gebläſe bei den Feineiſenfeuern zu Terrenoire, konſtruirt durch Herrn Walter. — Die Einrichtung dieſer Maſchine iſt beſonders auf kleinere Gebläſe anwendbar, bei denen man oft nur ſehr wenig Platz hat, um die Ventile anzubringen und deren Konſtruktion auch ſo wohlfeil als möglich ſeyn muß.

Fig. 1, Taf. 21, iſt ein ſenkrechter Durchſchnitt des Gebläſecylinders nebſt Zubehör; Fig. 2 eine Anſicht von Oben und Fig. 3 ein Längendurchſchnitt der Luftleitungsröhre D.

CC Cylinder, in welchem ſich ein mit Leder geliederter Kolben bewegt, der dem weiter oben beſchriebenen ähnlich iſt. Durchmeſſer des Cylinders und Kolbenhub ſind ſich gleich.

Der Boden des Cylinders iſt mit einem Einlaßventil S und mit einem Kaſten BB für das Auslaßventil S' und der Deckel mit

einem Einlaßventil s mit Gegengewicht und mit einem dem Kaſten BB ähnlichen Kaſten B′B′ verſehen. Dieſer Deckel hat auf der innern Seite einen abgedrehten Rand, damit ſein Mittelpunkt genau mit der Cylinderaxe zuſammenfalle. Die Oeffnung, durch welche die Kolbenſtange geht, iſt ausgebohrt und mit einer meſſingenen Büchſe verſehen.

An den Käſten iſt eine viereckige Röhre DD angebracht, von welcher Fig. 3 einen Durchſchnitt nach der Linie 9, 10, Taf. 1, zeigt. Dieſe Röhre nimmt die verdichtete Luft auf und wird durch mit derſelben verbundene cylindriſche Röhren zum Regulator geleitet. Durch die Oeffnungen R und P, welche mit aufgeſchraubten Deckeln verſchloſſen ſind, kann man zu den Auslaßventilen S′ und s′ gelangen. Auch die Ventilkäſten B und B′ ſind mit Deckeln verſchloſſen und können nöthigenfalls als Fahrlöcher dienen, um ins Innere des Cylinders zu gelangen.

Die Dampfmaſchine, welche dieſes Gebläſe betreibt, hat eine Kraft von 25 Pferden; es macht in der Minute 23—24 doppelte Kolbenhübe und die in derſelben Zeit gelieferte wirkſame Windmenge beträgt 1800 bis 1900 Kubikfuß von atmoſpäriſcher Dichtigkeit.

Dieſe Luft, die einem manometriſchen Druck von 2—2½ Centimeter (9—11¼ Rheinländ. Linien) Queckſilber unterworfen iſt, verſorgt zwei Feineiſenfeuer, von denen das eine mit ſechs und das andere mit vier Formen verſehen iſt.

## Cylindergebläſe zur Saynerhütte unweit Ehrenbreitenſtein in Rheinpreußen*).

Fig. 4, Taf. 21, ſtellt dieſe Maſchine in der Seitenanſicht, Fig. 5 in der vordern Anſicht dar. Das Gebläſe beſteht aus drei neben einander geſtellten doppeltwirkenden Cylindern AAA, deren Kolben durch drei an einer ſtarken eiſernen Welle unter Winkeln von 120° von einander abſtehende Krummzapfen in Thätigkeit geſetzt werden. BBBB iſt das mit einem Schutzgeländer verſehene gußeiſerne Gerüſt, worauf die Gebläſecylinder feſtgeſchraubt ſind. Dieſe ſind bei einem innern Durchmeſſer von 2 Fuß 3 Zoll Rheinl. für einen Hub von 4 Fuß eingerichtet und ſtoßen daher bei jedem Auf- oder Niedergang des Kolbens 15,8 Kubikfuß Luft aus. bbb ſind die Kaſten der obern luftſaugenden oder Einlaßventile, deren offene Seite ein feiner Flor bedeckt, um den Staub abzuhalten. Die untern Ventilkaſten werden durch das Gerüſt verdeckt und ſind deswegen nicht leicht zugänglich; c und d ſind die Röhren, welche

*) Nach einer Beſchreibung des Dr. Poppe jun. in Dinglers polyt. Journal, Bd. 68, S. 348 ꝛc.

oben und unten den Wind unmittelbar aus den Cylindern erhalten. Die Kolbenſtangen treten durch die Stopfbüchſen e e e von unten in die Cylinder. A und B, Fig. 7, zeigen die Stopfbüchſen nach größerem Maaßſtabe.

Unter dem Maſchinengerüſt läuft zwiſchen vier ſoliden Lagern in 14 Fuß lothrechter Entfernung von den Gebläſecylindern die Krummzapfenwelle C C. Sie erhält von dem oben erwähnten Waſſerrad ihre Bewegung, indem ein am Wellbaume des letztern ſitzendes gußeiſernes Stirnrad von 10 Fuß Durchmeſſer und 88 Zähnen in das Rad a a, welches bei 4 Fuß Durchmeſſer 36 Zähne beſitzt, eingreift. Die Anordnung der drei Krummzapfen, welche, wie ſchon bemerkt, unter gleichen Winkeln von einander abſtehen, iſt aus der Zeichnung ſichtbar; ſie bewirken mittelſt der 8 Fuß langen und 3 Zoll dicken Lenkſtange f f die Kolbenbewegung in den Cylindern. Da bei der vorliegenden Konſtruktion die mit der Kurbelbewegung eintretenden todten Momente vermöge der Stellung der drei Kurbeln ſich ſo weit kompenſiren, daß ein hinreichend gleichförmiger Luftſtrom erfolgen kann, ſo hat man die Aufſtellung eines Regulators für entbehrlich gefunden.

Weil der Kolbenhub 4 Fuß beträgt, ſo mußte man jedem Krummzapfen eine Länge von 2 Fuß geben. Der mittlere hat eine eigenthümliche Einrichtung, welche beſondere Beachtung verdient. Die beiden andern gegenüberſtehenden Theile g g, h h, Fig. 5, dieſes Krummzapfens weichen, wie Fig. 8 deutlicher zeigt, unter einem Winkel von etwa 30° von einander ab; g g iſt der eigentliche Kurbelarm, deſſen Zapfen k von dem Ende der Lenkſtange umfaßt wird. Der an die eine Hälfte der Krummzapfenwelle befeſtigte Arm h h iſt an die andere Hälfte der Welle durch das Verbindungsgelenk i gekuppelt, indem dieſes mit dem einen Ende den Zapfen k, mit dem andern Ende einen zweiten an dem Arme h h befindlichen Zapfen umfaßt. Der Hauptzweck dieſer Kupplungsmethode iſt folgender: Weil man es für gut fand, die Hauptwelle C C, Fig. 5, aus zwei Theilen beſtehen zu laſſen, ſo mußte auch dafür geſorgt werden, den Nachtheilen, welche aus der geringſten Verrückung einer Welle aus der gemeinſchaftlichen Centralachſe hervorgehen könnten, vorzubeugen. Dieſen Zweck erreichte man durch das Verbindungsſtück i, Fig. 8. Wenn ſich nun auch eine der Wellen etwas ſenken oder ſeitwärts weichen ſollte, ſo kann doch, ſo lange ſie nur noch zu einander parallel ſind, keine Torſion Statt finden, weil in dieſem Fall das Zwiſchengelenk i ſich nachgiebig bewegt.

Es bleibt nun noch die Einrichtung zu erklären übrig, wodurch den Kolbenſtangen die ſenkrecht auf- und niederſteigende Bewegung, welche für jedes doppeltwirkende Gebläſe eine unerläßliche Bedingung iſt, ertheilt wird. Die Art, wie dieſer Zweck erreicht iſt, erhellt aus Fig. 4 und 5 und der in größerm Maaßſtabe gegebenen Dar-

ſtellung Fig. 6. Die Kolbenſtange iſt nämlich mit ihrem untern Ende in einen maſſiven Cylinder b, Fig. 6 geſchraubt. Zu den Seiten dieſes Cylinders ſind zwei Friktionsräder a a von einem Fuß Durchmeſſer angebracht, deren Peripherien rinnenartig einwärts gehöhlt ſind. Die Friktionsräder laufen zwiſchen vier Leitungen, wovon jedoch in den genannten Zeichnungen immer nur zwei ſichtbar ſind, indem die andern zwei durch dieſe verdeckt werden. Die Achſe des Friktionsräderpaares wird von der Kurbelſtange f mittelſt zweier Backen c, d umfaßt; ſie iſt an dieſer Stelle beſtändig mit Oel in Berührung, womit die kleinen, oben bei d angebrachten Oelbehälter gefüllt ſind. Die Leitſchienen ſind wegen des unvermeidlichen Seitendruckes in der Mitte dicker als an ihren Enden.

Der Gang des Gebläſes iſt ſanft und geräuſchlos; das etwas ungleichförmige Spiel mag in einem Fehler am Waſſerrade ſeinen Grund haben, es kann aber auch von der bei drei Kurbeln wohl noch zu unterſcheidenden Veränderlichkeit des Widerſtandes herkommen. Dr. Poppe beobachtete 17 einfache oder $8\frac{1}{2}$ doppelte Hübe in der Minute, wonach ſich das aus allen Cylindern in derſelben Zeit gelieferte Luftquantum zu 805,8 Kubikfuß mit 2 Pfund Preſſung auf den Quadratzoll berechnet.

Ein anderes ſehr gut eingerichtetes Cylindergebläſe iſt in Fig. 9, Taf. 21, im Durchſchnitt und in der Seitenanſicht dargeſtellt. Es iſt in England konſtruirt und auf den Eiſenwerken des Aveyron in Frankreich im Betriebe*). A iſt der Gebläſecylinder, B der Kolben, C C C die untern Einlaßventile, D das untere Ausblaſeventil, E das obere Ausblaſeventil, F die Kolbenſtange, H der Storchſchnabel, I der Balancier von der Dampfmaſchine, M der Cylinderdeckel mit Stopfbüchſe und dem obern Einlaßventil N.

Mit dem Gebläſecylinder ſteht durch die Windleitung T G ein Windregulator mit unveränderlichem Inhalt in Verbindung; er beſteht aus einer eiſenblechernen Kugel oder einem Ballon R, deſſen einzelne Tafeln luftdicht vernietet ſind. Der hier abgebildete Ballon hat 8000 Kubikfuß räumlichen Inhalt und liefert einen ſehr gleichmäßigen Windſtrom in den Ofen, indem er eine ſolche Luftmenge enthält, daß der Druck der Luft in demſelben bei jedem Stoße des Gebläſekolbens keine merkliche Veränderung erleiden kann. Sein Rauminhalt verhält ſich nämlich zu jenem des Gebläſecylinders wie 27 zu 1 und folglich ſtehen die Luftmengen in beiden, wobei jedoch der ſchädliche Raum noch in Anſchlag zu bringen iſt, in demſelben Verhältniß, welches jedoch bei manchen engliſchen Maſchinen ſogar wie 40 oder 50 zu 1 iſt. Die Luft hat aber bei ihrem Austritt aus dem Gebläſecylinder nothwendig einen

*) Aus meinem Artikel Gebläſe in Prechtls technolog. Encyklop. Bd. VI.

höhern Druck als im Regulator und dieſer Druck kann nach den Angaben der Manometer oder Windmeſſer bei einem regelmäßigen Gange höchſtens $\frac{1}{10}$ Kilogr. betragen. Aus dieſen Angaben läßt ſich nun ſchließen, daß bei jedem Kolbenſtoß eine Menge Luft in den Regulator tritt, welche $\frac{1}{27}$ des Raumes gleich und deren Druck um $\frac{1}{10}$ Kilogr. höher iſt. Da nun dieſes zuſtrömende Luftquantum ſich mit der in dem Regulator enthaltenen Luft vermengt und eine gleiche durch die Röhre **L** und die Deupen entweichende Menge erſetzt, ſo folgt hieraus, daß das Zehntel des ſtärkern Drucks ſich über die ganze Maſſe verbreitet und daß der mittlere Druck der in dem Regulator enthaltenen Luft um $\frac{1}{270}$ Kiliogr. dadurch vermehrt wird. Dieſe beinahe unmerkliche Vermehrung des Drucks iſt nur eine augenblickliche, indem ſie ſogleich durch das etwas raſchere Ausſtrömen der Luft wieder aufgehoben wird; in den Röhren iſt gar kein Wechſel der Geſchwindigkeit wahrzunehmen.

An dem höchſten Punkte des Regulators iſt ein Ventil **S** angebracht, welches mit einem dem Luftdrucke, bei welchem die Maſchine arbeitet, angemeſſenen Gewichte belaſtet iſt. Wird der Gang der Maſchine durch irgend eine Urſache beſchleunigt oder ſtehen die Düſenöffnungen nicht mit dem durch die Ausblaſeventile **D** und **E** ausſtrömenden Luftquantum im Verhältniß, ſo dient das Ventil **S** zur Wiederherſtellung des Gleichgewichts zwiſchen dem Verbrauch und dem Zufluß in dem Regulator.

Mit dieſem Gebläſe iſt noch ein Apparat verbunden, welcher zur Regulirung des Ganges der Maſchine dient. An dem obern Ende der Windleitungsröhre **T** iſt ein kleiner Apparat angebracht, mittelſt deſſen das Quantum des ausſtrömenden Windes, je nach dem Erforderniß deſſelben in den Oefen oder Heerden, dadurch regulirt wird, daß man den Gang der Betriebsmaſchine verzögert oder beſchleunigt. Man erreicht dieſen Zweck durch den kleinen Kolben **c**, welcher ſich in dem Cylinder **P** bewegt. Die Stange **t** folgt nämlich der Bewegung des Kolbens **c**, an welchem ſie feſtgemacht iſt und bewegt auf dieſe Weiſe den Kniehebel **I**, der folglich an der Stange **k** zieht. Dieſe letztere kommunizirt endlich mittelſt eines andern Kniehebels und durch eine ſenkrechte, der Stange **t** ähnliche Stange **I'** mit dem Geſperre der Maſchine. Wird der Druck der Luft, in Folge eines ſchwächern Ausſtrömens aus den Düſen, in der Röhre **T** zu ſtark, ſo treibt er den Kolben **c** in dem Cylinder **P**, der durch die Oeffnung **o** mit jenem kommunizirt, nebſt der Stange **t** in die Höhe, die Stange **I'** ſinkt herab und der Gang der Maſchine wird verzögert. Vermindert ſich dagegen der Druck der Luft durch ein ſtärkeres Ausſtrömen aus den Düſen, ſo ſinkt der mit einem entſprechenden Gewicht belaſtete Kolben **c** nebſt der Stange **t**, die Stange **I'** geht dagegen in die Höhe und die Maſchine wird zu einem raſchern Gange veranlaßt. Dieſer Ap-

parat iſt jedoch, wie ſich von ſelbſt ergibt, nur dann von Nutzen, wenn die Anzahl oder der Durchmeſſer der Düſen, durch welche die Gebläſeluſt ausſtrömt, verändert wird, folglich die wirkſame Kraft der Maſchine jedes Mal im Verhältniſſe der benöthigten Windmenge ſtehen ſoll.

Ein zweiter Apparat **x** befindet ſich zwiſchen dem Blaſecylinder und dem Regulator. Er beſteht wie der eben beſchriebene aus einem kleinen Cylinder **c** mit ſeinem Kolben, welcher durch die Kommunikationsröhre **m** mit der Windleitungsröhre **T** in Verbindung ſteht. Dieſer Kolben hebt oder ſenkt ſich, je nachdem der Druck zu- oder abnimmt; er öffnet oder ſchließt auch mittelſt der Stange mit Rädchen und Charnier **n** und des Hebels **q** die Klappe **G**. Werden nun die Ausſtrömungsöffnungen des Windes durch irgend einen Zufall augenblicklich vergrößert, ſo würde der Wind plötzlich an Druck verlieren und dem Kolben im Blaſecylinder keinen Widerſtand leiſten, ſo daß dieſer mit Gewalt gegen den Deckel oder Boden ſchlagen und Brüche herbeiführen würde. Dieſem Unfall aber wird durch die Klappe **G** vorgebeugt, indem ſich dieſelbe bei dem Sinken des Kolbens **p**, welches offenbar dann erfolgt, wenn der Druck der Luft abnimmt, zu ſchließen trachtet.

## II. Das Kettengebläſe

erfunden von dem Kurheſſiſchen Oberbergrath Henſchel zu Kaſſel. (Siehe Bd. **III.**, S. 188 ꝛc.).

Das hier auf Taf. 21, Fig. 10—12 abgebildete Kettengebläſe iſt in der Silbernaaler Friſchhütte bei Klausthal in Wirkſamkeit und wir entlehnen hier deſſen vom **Dr.** A. Poppe jun. herrührende Beſchreibung aus Dinglers Journal, Bd. 71, S. 448 ꝛc.

Die Einrichtung der Maſchine iſt folgende: **A**, Fig. 10, iſt ein mit Eiſen geſchientes Leitrad von 6′ Durchmeſſer, welches in einer Höhe von 19′ über dem Waſſerreſervoir **D D** auf dem Balken **L** in dem Zapfenlager **M** läuft. Um dieſes Rad geht eine eiſerne Kette ohne Ende **B B** mit 43 in gleichen Diſtanzen von einander abſtehenden Kolben, welche auf der einen Seite durch die nach der Linie der freihängenden Kette gekrümmte Röhre **C** geführt iſt. Letztere ſteht auf dem Windkaſten **E**.

Die Kolben **p p**, welche auch Fig. 11 von der obern und Fig. 12 von der untern Seite dargeſtellt ſind, beſtehen aus einem cylindriſchen eiſernen Ringe von 1′ 8″ Durchmeſſer, 2″ 6‴ Höhe und 6‴ Dicke, über welche kreuzweiſe zwei geſchmiedete Stege (Fig. 12) gehen, worauf zwei halbrunde, um Charniere bewegliche Klappen ruhen. Letztere beſtehen aus Eiſenblech von 2—3 Linien Stärke und ſind in Fig. 10 durch die Buchſtaben **s** angedeutet. Sie fallen beim Eingang in die Röhre **C** auf den Kolben und bieten dem

Aufſchlagwaſſer, welches bei H in die Röhre fließt, eine Druckfläche dar, beim Aufſteigen dagegen ſchlagen ſie ſich durch ihr eignes Gewicht zurück und hängen frei an den Charnieren herab. In der Mitte der Kolben ſind die Ringe q q, deren Stärke 1″ beträgt, an beiden Seiten angebracht, damit die Kolben durch die eben ſo ſtarken Haken r r mit einander verbunden werden können.

Das Leitrad A iſt an ſeinem Umfange mit 1″ ſtarkem Eiſen geſchient und mit einer Rinne verſehen, die der Kette zur Spur dient. Die Röhre C iſt 13′ 9″ hoch und beſitzt 20″ innere Weite; ſie iſt aus zehn einzelnen Cylindern zuſammengeſetzt, um ſie genau nach der Kettenlinie bilden zu können. Das Waſſerreſervoir D D iſt 8′ 4″ breit und 6′ 7″ hoch; der Windkaſten E, worauf die Röhre C ſteht, iſt 2′ 2¼″ hoch und 3′ 9″ breit und ſteht auf dem Querbalken U des Gerüſtes G G. Durch das eiſerne Rohr F ſtrömt der Wind aus.

Die Wirkung der Maſchine iſt folgende. Aus dem Zuflußgerinne H ſtrömt das Waſſer in die Röhre C auf die Kolben und ſetzt die Kette nach der durch Pfeile angedeuteten Richtung in Bewegung. Der Raum zwiſchen zwei Kolben kann ſich jedoch nicht ganz mit Waſſer füllen, ſondern ein Theil Luft ſinkt mit in die Röhre hinab und wird, ſo bald die Kolben aus der letzteren in den Windkaſten E treten, von der im Reſervoir ſtehenden Waſſerſäule gegen den Boden des Windkaſtens gedrückt, welcher ihr ſofort durch das Windrohr F einen Ausweg gewährt.

Das Kettengebläſe gibt einen ſehr großen Effekt, weil die Umtriebsmaſchine zugleich auch die ausübende iſt und liefert einen gleichmäßigen, keiner weitern Regulation bedürfenden Windſtrom. Seine Unterhaltungskoſten mögen indeſſen wegen der vielen beweglichen Theile nicht unbedeutend ſeyn. Angenommen, die Kette mache zwei Umgänge in einer Minute und die Höhe des Aufſchlagwaſſers ſey $h = 10''$, ſeine Breite $b = 9''$, ſo läßt ſich unter Beibehaltung obiger Dimenſionen die Windmenge, welche das Gebläſe in einer Minute liefert, auf folgende Weiſe berechnen. Das theoretiſche Ergebniß für die in einer Sekunde ausfließende Waſſermenge iſt:

$$M = 7{,}9 \sqrt{h} \; \tfrac{2}{3} \, b \, h = 7{,}9 \sqrt{h^3} \; \tfrac{2}{3} \, b$$

und wenn man obige Werthe für h und b ſubſtituirt,

$$M = 7{,}9 \sqrt{1000} \; 6 = 1497{,}8 \text{ Kubikzoll.}$$

Nimmt man nach Eytelwein den Kontraktions-Coefficienten zu $\tfrac{5}{8}$ der theoretiſchen Waſſermenge an, ſo folgt:

$$M = 936{,}12 \text{ Kubikzoll Aufſchlagwaſſer pro Sekunde.}$$

Da die Kette 43 Kolben hat und in 30 Sekunden einen Umgang macht, ſo kommt auf jeden Kolben in einer Sekunde der $\tfrac{30}{43}$ Theil jener 936,12 Kubikzoll Aufſchlagwaſſer, mithin 653,1 Kubikzoll.

Für den Inhalt der Röhre, deren Länge 165″ und Durchmeſſer 20″ beträgt, ergeben ſich, nach der bekannten Formel $r^2 \pi h$, 29,9 Kubikfuß. In der Röhre ſind zehn Kolben, wovon jeder 42 Pfd. wiegt, deren Rauminhalt von dem Inhalte der Röhre abgezogen werden muß, wenn man den Raum finden will, welchen Waſſer und Luft in der Röhre einnehmen. Da das Gewicht der zehn Kolben 420 Pfd. beträgt und 1 Kubikfuß Eiſen 370 Pfd. wiegt, ſo iſt der Inhalt ſämmtlicher in der Röhre befindlicher Kolben = 1,1 Kubikfuß. Mithin bleiben für Luft und Waſſer 28,8 Kubikfuß. Von dieſem Reſultate muß nun, um das in der Röhre befindliche Luftquantum zu erhalten, der Inhalt des Aufſchlagwaſſers für jene zehn Kolben abgezogen werden. Auf einen Kolben kommen 653,1 Kubikzoll, folglich auf alle zuſammen 6531 Kubikzoll = 3,7 Kubikfuß Waſſer. Dies von dem Reſte 28,8 abgezogen, bleiben 25,1 Kubikfuß Luft. Wenn nun zehn Kolben 25,1 Kubikfuß Luft mit ſich führen, ſo nehmen alle 43 Kolben 107,9 Kubikfuß während eines Umgangs der Kette auf, mithin liefern ſie bei zwei Umgängen oder in einer Minute 215,8 Kubikfuß Luft.

## III.

Ein zweites von Hrn. Henſchel erfundenes und auf der Eiſenhütte zu Veckerhagen (Churheſſen) in Ausführung gebrachtes Gebläſe iſt das in Fig. 13, Taf. 21, im ſenkrechten Durchſchnitt, in Fig. 14 im Auf- und in Fig 15 im Grundriſſe dargeſtellte Waſſerſäulengebläſe, welches folgende Einrichtung hat. Eine Reihe von über einander ſtehenden gußeiſernen Cylindern ſind durch Böden ſo von einander geſchieden, daß das einfallende Waſſer nicht unmittelbar durch alle durchgehen kann, ſondern daß daſſelbe bei ſeinem ſtufenweiſen Durchgang aus einem Cylinder in den andern die darin befindliche Luft durch eine dazu angebrachte Oeffnung austreibt. Es wirken daher abwechſelnd der erſte, dritte, fünfte 2c. und dann der zweite, vierte, ſechſte 2c. — Nach Maasgabe des nutzbaren Waſſergefälles und mit Berückſichtigung der nothwendigen größten Preſſungshöhen des verlangten Windes wird allgemein eine gerade Anzahl Blaſencylinder auf einander geſetzt.

Je zwei dieſer Cylinder haben einen gemeinſchaftlichen Boden **a**, worin an einer Seite eine Oeffnung **b**, an der andern eine kleinere **c** befindlich; erſtere zum Durchlaſſen des Waſſers mittelſt der Röhre **e** aus einem Cylinder in den andern, letztere zum Auslaſſen des Windes durch das Blaſerohr **f** in das Sammlungsrohr **g** beſtimmt. Ueber der Oeffnung **b** der Fallröhren ſchweben die Ventildecken **h** an den geſchmiedeten Hebelarmen **s**, welche durch die Oeffnungen der Aufſätze **i** (in der Seitenwand der Cylinder) in angeſchraubte gußeiſerne Hebelarme **k** ſich endigen, die bei **l** auf zwei

Achſen ſich bewegen und deren Enden bei m durch Bolzen mit den ſenkrechten Druckſtangen n verbunden ſind. Vor den Oeffnungen der Aufſätze i an den Cylindern ſind Lederplatten dicht aufgeſchraubt, welche durch meſſingene Doppelmuttern d um die geſchmiedeten Hebelarme gleichfalls dicht verbunden ſind, ſo daß, wenn die Druckſtangen n die bei I in ihren Achſen ſich drehenden Hebelarme herunterdrücken, die Lederſcheiben bei i ſo viel nachgeben und zugleich die Oeffnungen waſſerdicht verſchloſſen halten, daß die Hebelarme s ſammt den Deckeln h ſich frei bewegen können. Auf den Blaſeröhren f ſitzen die Ventilkaſten o, in welchen x das Saug- und y dasjenige Ventil iſt, wodurch ein Zurücktreten des ausgepreßten Windes verhindert wird.

Sämmtliche Blaſecylinder Nro. I. bis VIII. haben gleiche Einrichtung und auch der oberſte nicht blaſende Cylinder, welcher den übrigen das Waſſer zumißt und worin ſich die Steuerung befindet, iſt im Weſentlichen von den andern nicht verſchieden. Der Boden dieſes Meßcylinders iſt bei p ſo erweitert, daß ein im Blaſecylinder Nro. I ſpielender Schwimmer S zur Hälfte ſeiner Dicke in denſelben aufſteigen kann. Außer der Waſſerfallröhre mit Ventildeckel befindet ſich in dieſem Kaſten ein metallner Steuercylinder q, der durch die Röhre r mit dem Steuerkaſten t verbunden iſt. Der Kolben des oben offenen Steuercylinders iſt an dem Bogenſtück u befeſtigt und bewirkt durch ſeinen Auf- und Niedergang eine Drehung der Welle v, an welcher die beiden Wellfüße w ſitzen, die abwechſelnd auf die Friktionsrollen z der Druckſtangen n treten und dadurch ein Auf- und Niedergehen derſelben veranlaſſen, in der Art, daß, wenn die eine abwärts geht, die andere durch die auf den Ventildeckeln ruhende Waſſerlaſt wieder aufwärts gedrückt wird. Die Helſtücke und der Ventildeckel ſind mit den beiden neben einander wirkenden Druckſtangen ſo verbunden, daß die Deckel im erſten, dritten, fünften, ſiebenten ꝛc. Blaſecylinder an der einen, die des zweiten, vierten, ſechſten, achten ꝛc. aber an der andern Stange feſthängen, damit, wenn die korreſpondirenden Ventile in den erſtern ſich öffnen, die in den zweiten ſich ſchließen.

Die Wellfußwelle bewegt ſich in den Angewellen A. Außerdem iſt an dieſer Welle noch ein Kniehebel B befindlich, woran das Gewicht G den Niedergang der Druckſtange bewirkt, während der Steuerkolben die andere niederbewegen und das Gewicht G mit aufziehen muß. Der Steuerkaſten t hat in ſeinem Boden zwei Oeffnungen, wovon die eine $\beta$ mittelſt des Ventils von außen, die andere $\gamma$ aber durch das darüber befindliche Ventil von innen abgeſchloſſen wird. Die Bewegungsſtangen beider ſind bei $\beta'$ und $\gamma'$ mittelſt Schwingen an der kleinen horizontalen Welle $y$ ſo verbunden, daß, wenn ſich dieſe um 90° vor- oder rückwärts dreht, gleichzeitig beide Ventilſtangen auf- und nieder bewegt und dadurch die

Oeffnungen $\beta$ und $\gamma$ abwechſelnd geöffnet oder geſchloſſen werden. Die Oeffnung $\beta$ mündet frei in den mit Waſſer gefüllten Meßcylinder, die Oeffnung $\gamma$ dagegen in ein aus dem Cylinder bei $\delta$ herausgeführtes luftdichtes Abfallrohr $\varepsilon$, welches unterm Waſſerſpiegel des Baſſins endigt. — Auf der Verlängerung der horizontalen Steuerwelle $\eta$ dreht ſich frei eine Seilſcheibe, um welche das Kettenſeil ein Mal ſo herumgeſchlungen iſt, daß das eine Ende nahe unten an der Schwimmerſtange **o** befeſtigt, das andere aber, über die Rolle **R** geleitet, mit einem den Schwimmer balancirenden Gegengewicht belaſtet iſt.

Der Schwimmer **S**, ein Sandſtein, geht in der Leitung **a** und bewirkt durch ſein Auf- und Niedergehen eine Umdrehung der Seilſcheibe und eine Abſteuerung der Ventile im Steuerkaſten **t.** Das Windſammelrohr **g** ſteht auf dem Waſſerregulator **Q**, aus welchem der Wind nach dem Schmelzraume geführt wird.

Die Aufſchlagewaſſer werden dem Meßcylinder durch das Gerinne **W** und die Oeffnung **o'** bis zu dem höchſten Stande **s'** zugeführt. Die Blaſecylinder füllen und leeren ſich nicht ganz, ſondern es bleibt ein tiefſter Waſſerſtand von einem Fuß unter und ein höchſter von einem Zoll von dem Boden. Erſteres iſt hauptſächlich deshalb erforderlich, um eine zu ſtarke Bewegung des Waſſers zu vermeiden, weshalb auch die Fallröhren **e** noch unter den tiefern Waſſerſpiegel eintauchen. Die größte erreichbare Preſſungshöhe des Windes iſt daher gleich der Waſſerſäule von **a** bis **b** und die kleinſte von **c** bis **d**, Fig. 13.

Bei dem in der Fig. 13 dargeſtellten Gange der Maſchine hat ſich die zweite Cylinderreihe (Nro. **I.**, **III.**, **V.**, **VII.**) in die erſte ergoſſen und die darin befindliche Luft durch die Blaſeröhren ausgedrückt, während die zweite Reihe atmoſphäriſche Luft durch die Ventile eingeſogen und der Meßcylinder ſich bis **s'** mit Waſſer durch das Zuflußgerinne ausgefüllt hat und bereit ſteht, ſich in den Blaſecylinder Nro. **I.** zu ergießen, ſobald der Schwimmer ſeinen tiefſten Stand erreicht, mittelſt der Seilſcheibe an der horizontalen Steuerwelle den Faller bis zum Ueberfall gehoben und dieſer durch ſein Gewicht und erlangten Schwung beim Auffallen auf den Anſatz der an jener Welle feſtſitzenden Scheibe dieſelbe um 90° gedreht hat, wodurch die Ventilſtangen $\pi$ niedergedrückt werden und die daran hängenden Ventile die Oeffnung $\gamma$ auf der hängenden Waſſerſäule vom Steuercylinder abgeſchloſſen, $\beta$ dagegen geöffnet haben. In dieſem Augenblicke, wo der Steuerkolben frei wird, wirkt das Gewicht **G** des Balanciers rückwärts, der freigewordene Steuerkolben wird in die Höhe gezogen, der Steuercylinder füllt ſich durch die Ventilöffnung $\beta$ im Steuerkaſten mit Waſſer, der Wellfuß **w** tritt auf die Ventildruckſtange der erſten Cylinderreihe (Nro. **II.**, **IV.**, **VI.**, **VIII.**) und es öffnen ſich deren Ventildeckel auf den Waſſer-

abfallröhren, während ſich die der zweiten Reihe ſchließen, der Schwimmer ſteigt, bewegt die Seilſcheibe ſammt Faller rückwärts, der Faller fällt auf den andern Anſatz der an der Steuerwelle feſtſitzenden Scheibe und dreht beide um 90° zurück, wodurch die Ventilſtangen π aufwärts gezogen werden und das Ventil β ſich ſchließt, γ aber öffnet; dadurch wird die Waſſerſäule im Rohr ε wirkſam, welche frei unter dem Steuerkolben hängend, dieſen herunter und das Gegengewicht **G** wieder aufwärts zieht, während der Wellfuß **w** die Druckſtange der erſten Cylinderreihe verläßt, gleichzeitig der andere auf die Rolle tritt und die zweite Cylinderfolge ſich in die erſte ergießt, wodurch der Schwimmer wieder ſinkt, der Meßcylinder ſich füllt u. ſ. w. und ein gleichförmiger Gang der Maſchine ſich einſtellt. — Das benutzte Waſſer geht aus dem unterſten Cylinder ins Baſſin.

Man erſieht aus der obigen Beſchreibung, daß dieſes Gebläſe ſehr komplicirt iſt und außerdem ſind die Anlagekoſten höher, als die für ein Cylindergebläſe; ſein Vorzug aber beſteht darin, daß es mit weniger Waſſer verhältnißmäßig mehr Wind als irgend ein anderes Gebläſe producirt; was in Fällen von Wichtigkeit iſt, wo einer Hütte ſehr geringe Betriebskräfte für das Gebläſe zu Gebote ſtehen. Uebrigens verweiſen wir auf des Hütteninſpektors Pfort zu Veckerhagen Schrift: „Henſchels Waſſerſäulengebläſe nach ſeiner erſten Ausführung bei der Eiſenhütte zu Veckerhagen.“ (Berl. 1833.)

### IV. Das Windradgebläſe oder der Ventilator.

Wir beſchreiben dieſes ſeit wenigen Jahren da mit Vortheil benutzte Gebläſe, wo man nicht vielen und ſtark gepreßten Wind bedarf, nach der ihm von den Herren Gubds, Barker u. Komp. zu Rouen in Frankreich gegebenen Einrichtung. Die Beſchreibung iſt aus dem polytechniſchen Centralbl. 1836, Seite 1083 ꝛc. entnommen, welches ſelbige aus dem „**Portefeuille industriel**,“ **I. p.** 182 entlehnt hat.

Das Gehäuſe dieſes in Fig. 16, Taf. 21, im Längen- und in Fig. 17 im Querdurchſchnitt dargeſtellten Gebläſes beſteht aus einem Fußſtück, zwei Seitenwänden und einem cylindriſchen Mantel. Das Fußſtück **A B** iſt entweder aus Zimmerholz oder Mauerung mit ebener Oberfläche dargeſtellt und mit der Bodenplatte **D** bedeckt, welche vier Schrauben **d d** befeſtigen.

Die gußeiſernen Seitenwände ſind ganz ähnlich; der Theil **E F G** ihres Umfangs iſt vollkommen kreisförmig; unten ſind ſie nach Außen zu mit Lappen verſehen, welche auf der Fußplatte **D** aufſitzen und mit derſelben auf jeder Seite durch drei Schrauben **h** vereinigt ſind. Die innere Oberfläche der Wände iſt vollkommen eben und glatt; ſie ſtehen ſo gegen einander, daß ſie die beiden

Grundflächen eines geraden Cylinders bilden; nach der Mitte zu befindet ſich in jeder Wand eine kreisförmige Oeffnung e f g von 50 Centimeters (20 Zoll) Durchmeſſer, die mit dem äußern Umfange E F G vollkommen koncentriſch iſt, jedoch durch den in Sehnenlage horizontal herübergehenden Träger k unterbrochen wird, welchen der vertikale Träger I unterſtützt; beide Träger ſind zur Erlangung möglichſter Feſtigkeit mit außen vorſpringenden Rippen verſehen und halten das Unterzugſtück L, welches die Zapfenlager für die Achſe des Rades trägt.

Der Mantel beſteht aus einem ſchwachen Blechſtücke, welches die Umfänge beider Wände, ſo weit ſie kreisrund ſind, umſchließt, genau cylindriſch iſt und, um einen luftdichten Verſchluß zu bewirken, mit den Rändern über die Seitenwände außen umgebogen und durch ſehr nahe ſtehende Nieten an dieſelben befeſtigt iſt. Das Gehäuſe iſt ſo von allen Seiten geſchloſſen, außer an den beiden mittlern Oeffnungen und an der Seitenöffnung E' G', von welchen die erſten zum Einziehen, die letzte zum Ausblaſen der Luft dienen.

Das Rad iſt aus der Welle, den Armen und den Schaufeln zuſammengeſetzt. Die Welle M M iſt von Schmiedeeiſen und dreht ſich in den auf L wie gewöhnlich befeſtigten Lagern, jedoch ſo, daß die Umdrehungsachſe genau die Achſe des cylindriſchen Gehäuſes iſt; auf einer Seite geht die Welle über eine Seitenwand hinaus und iſt hier mit einer Rolle m zur Aufnahme einer vom erſten Beweger kommenden Schnure verſehen.

Die Arme P ſind, ſechs an der Zahl, gleich an das Mittelſtück oder die Nabe N angegoſſen und werden mittelſt derſelben auf die Welle P aufgeſchoben und durch einen Vorſprung n des letztern, welcher in eine entſprechende Höhlung der erſteren eingreift, feſtgehalten. An den Enden p werden die Arme breiter, um den Schaufeln Befeſtigung zu gewähren, jedoch hängt namentlich von dem Winkel, welchen der Radius des Armes mit der Ebene dieſer Erweiterung macht, die mehr oder weniger gute Wirkung des Rads mit ab. Da die Umdrehungsbewegung des Rads ſehr ſchnell iſt, ſo ſind die ſechs Arme mit einander durch einen Ring Q verbunden, welcher auf jeden einzelnen aufgeſchraubt iſt.

Die Schaufeln oder Schläger ſind aus Eiſenblech von 8 Millimetres Dicke in Form von Quadraten oder Rechtecken mit zwei abgeſtumpften Ecken gebildet; Bolzen und Schrauben halten ſie an den Erweiterungen der ſechs Radarme feſt; ihre Breite iſt ein wenig geringer als die Weite des cylindriſchen Gehäuſes, ihre Länge iſt ſo groß, daß ſie mit der äußern Kante möglichſt nahe am cylindriſchen Theile des Mantels vorbeiſtreichen, ohne mit der innern Kante bis an die Peripherie der Oeffnung zu reichen; ſie ſtellen alſo

eigentlich Kolben vor, welche durch den ringförmigen Gebläſebehälter die Luft vor ſich her treiben.

Das Rad macht 1000 Umläufe in einer Minute; die äußere Schaufelkante legt daher in dieſer Zeit einen Weg von 5000 Metres, folglich in der Sekunde 50 Metres zurück; die Luftſchicht an dieſem Ende wird dieſelbe Geſchwindigkeit haben und, vermöge des Beſtrebens, geradlinig die erhaltene Bewegung fortzuſetzen, mit dieſer Geſchwindigkeit in die Oeffnung E' G' eintreten, wodurch ein Nachſtrömen der Luft vom Mittelpunkt und dort Statt findendes Einſtrömen bewirkt wird.

Der Kanal, welcher die von dem Gebläſe ausgeblaſene Luft aufnimmt, iſt anfänglich von Ziegelſteinen gemauert, mit einem Querſchnitte von 40—45 Centimetres; von ihm aus wird durch ſekundäre Leitungen der Wind an die Punkte des Bedarfs vertheilt. Um das Gebläſe mit der hier angegebenen Geſchwindigkeit zu bewegen, bedarf man einer Kraft von vier Pferden; der ausgeblaſene Wind reicht aber hin, um zwei Oefen zu ſpeiſen, von denen jeder in der Stunde 2000 Kilogramme ſchmelzt und wobei er jedem durch vier Oeffnungen von 10 — 11 Centimeter Durchmeſſer zugeführt wird.

Von hiſtoriſchen Notizen fügen wir nur das Reſultat bei, daß

1) der zuerſt 1740 unter dem Namen **Ventilator** bekannt gemachte Apparat, welcher bis etwa 1780 gebraucht wurde, nichts mit dem beſchriebenen Windrade gemein hatte, ſondern eine Art hölzernes Gebläſe war.

2) Das Windradgebläſe iſt nicht von **Déſaguliers** erfunden; als Gebläſe zum Zuführen der Luft zu Feuerungen wurde es zuerſt 1728 in Frankreich von einem Mechanikus **Teral** angewendet, welcher es **soufflet-continue, nouveau soufflet-de-forge** nannte; als Reinigungsmaſchine iſt es ſeit ſehr langer Zeit in Frankreich unter dem Namen: **Venteire, Trible-à-Vent, Moulin-de-Picardie, Tarare, Tarlare** u. ſ. w. in Gebrauch; als Maſchine zur Bewirkung eines Luftwechſels (Wettermaſchine) wurde es ebenfalls ſeit 1728 benutzt.

Als letzteres iſt es auch neuerlich wieder vorgeſchlagen, wie wir bereits S. 409 von Bd. IV. bemerkten.

### V. Das Schraubengebläſe oder die Cagniardelle*).

Dieſes Gebläſe trägt ſeinen letztern Namen vom Erfinder Cagniard-Latour, den erſtern aber von ſeiner Geſtalt, denn es iſt eigent-

*) Nach dem Atlas du Mineur etc. pour 1838; nach dem Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann für 1839, S. 100 ꝛc. und nach dem polytechn. Centralblatt 1835, S. 943 ꝛc.

lich nur eine modificirte Archimedſche Schraube, indem ſie ſich hier in umgekehrter Richtung von der dreht, in welcher ſie zur Waſſerhebung angewendet wird. Das Gebläſe gewährt den Vortheil einer unmittelbaren und ſtetigen drehenden Bewegung, daß es keine Ventile, ſo wenig als möglich Reibung hat und mit der möglichſt geringen Kraft bewegt werden kann.

Das hier in Fig. 1, Taf. 22, im Längendurchſchnitt nach der Linie **AB**, Fig. 2 und in dieſer letztern im Grundriſſe dargeſtellte Gebläſe iſt auf der Muldner Hütte bei Freiberg im Betrieb und liefert den Wind für drei Rohöfen. Es wird durch ein Fourneyron'ſches Kreiſelrad (Turbine) in Umtrieb geſetzt*). An der ſenkrechten Welle dieſes Rads ſitzt ein horizontales Winkelrad, welches in ein ſenkrechtes der horizontalen Welle greift, die ein zweites Winkelrad g trägt, welches in das Winkelrad g' an dem obern Ende der Spindel des Gebläſes greift und auf dieſe Weiſe die Bewegung deſſelben bewirkt. **A** iſt ein Cylinder von Eiſenblech, welcher den Körper der Schraube bildet; **B** ſeine Axe oder Welle, welche bei v und w in Zapfenlagern ruht; **F** Spiral- oder Schraubengang, ebenfalls von Eiſenblech. Der Cylinder liegt in einem Baſſin, deſſen Form aus den Abbildungen deutlich wird.

Das Gebläſe hat einen lichten Durchmeſſer von 4 Ellen 16 Zoll Sächſ. Bergellenmaas, eine Spindelſtärke von 20 Zoll, eine Neigung von 20 Graden gegen den Horizont und einen einfachen Schraubengang von 1 Elle $5\frac{1}{2}$ Zoll Weite, der ſich $3\frac{1}{2}$ Mal um die gußeiſerne Spindel windet.

Der Spiralgang, ſo wie der Mantel des Gebläſes iſt aus $\frac{1}{18}$ Zoll dickem Eiſenblech verfertigt, welches durch einen dreifachen Firnißanſtrich, wovon dem erſten Mennige und den beiden andern Ruß zugeſetzt wurde, gegen zu ſchnelles Roſten geſchützt iſt. Zu mehrerer Unterſtützung des Schraubengebläſemantels und ſeiner Gänge ſind in jedem Quadranten nach der Achſenrichtung und quer durch die Spiralwindungen $\frac{3}{4}$ Zoll ins Quadrat ſtarke eiſerne Diagonalſtreben angebracht, die man in Fig. 1 deutlich wahrnimmt.

Das Baſſin, in welchem die Schraube mittelſt ihrer beiden Spindelzapfen v und w ruht, iſt ganz waſſerdicht hergeſtellt; der Waſſerſpiegel in demſelben wird daher durch ein zugeführtes Röhr-

---

*) Die Kreiſelräder werden bis jetzt als Bergwerksmaſchinen nur wenig angewendet, weshalb wir ſie auch in dieſem Werk für jetzt unbeſchrieben laſſen, wegen ihrer Konſtruktion aber auf unſer Handbuch des Maſchinen- und Fabrikenweſens, Theil I., Abtheilung 1, Seite 223 ꝛc., ſo wie auf Theil II., Abtheil. 2, S. 1356 ꝛc. verweiſen.

waſſer und einen angebrachten Ueberfall in einer konſtanten Höhe erhalten und zwar ſo, daß der Waſſerſpiegel die Spindelaxe da ſchneidet, wo die Mitte des vordern Schraubengangs durch gedachte Axe geht, in Folge deſſen bei jeder ganzen Umdrehung der Schraube ein halber Schraubengang Luft und ein halber Schraubengang Waſſer, von 81½ Kubikfuß Inhalt, abwechſelnd ſchöpft. Im Boden des Baſſins iſt ein Grundrohr c′ d′ zum Ablaſſen des Waſſers angebracht, welches beim Gange des Gebläſes durch einen mit Leder und Roßhaaren gelieferten Spund waſſerdicht geſchloſſen iſt und nur dann geöffnet wird, wenn ſich Reparaturen an der Schraube nöthig machen ſollten. Die Bodenöffnung des Schraubengebläſemantels, durch welche auch die Spindel deſſelben geht und das Windausleitungsrohr eingeführt iſt, hat 33 Zoll Durchmeſſer und dient zum Wiederauslaſſen des von oben nach unten geſchraubten Waſſers. Das knieförmige Windausleitungsrohr e f, welches außen mit den horizontalen Leitungsröhren k k′ von 10 Zoll lichtem Durchmeſſer in Verbindung ſteht, geht über der Spindel ins Innere der Cagniardelle und ſteigt hart an ihrer untern Grundfläche auf. Ueber ſeiner Mündung iſt eine Blechdecke angebracht, damit kein Waſſer in jene geſchleudert werden kann. Gelangt aber doch noch eine geringe Menge Waſſer in die Windleitung, ſo iſt im tiefſten Punkte des äußern Röhrenwerks ein Sperrwaſſerapparat angebracht, durch welchen daſſelbe wieder abgeleitet wird, ſo daß die Luft hinreichend waſſerfrei aus den Düſen tritt; wenigſtens iſt dort keine Spur von einem Waſſerniederſchlage zu bemerken.

Wenn alle drei Rohöfen der betreffenden Hütte im Gange ſind, ſo macht das Schraubengebläſe ſechs bis ſieben Umgänge in der Minute, liefert alſo 6·81½ bis 7·81½ = 489 bis 570,5 Kubikfuß Luft von atmoſphäriſcher Dichtigkeit, wobei der Ulanometerſtand 22—26 Zoll Waſſerhöhe, d. i. $\frac{27\frac{1}{2}}{45}$—$\frac{32\frac{1}{2}}{45}$ Pfd. Druck auf den Quadratzoll beträgt. Eine ſehr geringe Menge Luft von obigem Quantum geht jedoch durch das auf der Windleitung angebrachte Sicherheitsventil und gewährt den Vortheil, ſtets mit gleich dichter Luft arbeiten zu können. Uebrigens erfolgt das Ausſtrömen der Luft aus den Düſen faſt ganz gleichförmig und nur ein ſehr geübtes Ohr kann bei dem der Ofenarbeit angepaßten Gange der Maſchine den geringen Unterſchied hierin bemerken, welcher Folge von der Schwankung des Waſſers im Baſſin iſt.

Auch über andere Gebläſe dieſer Art lauten die Berichte ſehr günſtig; bei den Herren A. Köchlin und Komp. in Mühlhauſen im Elſaß liefert eine Schraube von 8½ Pariſer Fuß Länge, 8½ Fuß Durchmeſſer und vier Windungen, welches durch eine Dampfmaſchine von zwei Pferdekräften in Bewegung geſetzt wird, bei

ſechs Umgängen in der Minute 960 Kubikfuß Wind von ½ Pfund Preſſung auf den Quadratzoll, der zwei Kupolöfen und zwanzig Schmiedeeſſen ſpeißt.

Eben ſo verſieht ein ſolches Gebläſe den Holzkohlen=Hohofen der Karlshütte im Herzogthum Braunſchweig mit Wind und man iſt mit ſeinen Leiſtungen, beſonders aber mit der geringen, zu ſei=ner Bewegung erforderlichen Kraft ſo zufrieden, daß noch auf andern Hütten des Staats ſolche Gebläſe vorgerichtet wer=den ſollen.

Digitized by Google

## Zweites Kapitel.

### Von der Zugutemachung der ſilberhaltigen Blei- und Kupfererze des Oberharzes*).

---

Die auf den Gruben des Klausthaler und Zellerfelder Reviers gewonnenen Erze werden auf drei Hütten verſchmolzen, auf der Frankenſchaarner, Altenauer und Lautenthaler Silberhütte.

Die Frankenſchaarner Silberhütte, die größte unter allen, liegt unweit Klausthal bei dem Zuſammentreffen des Klausthaler Thals mit dem Innerſtethale. Sie beſteht jetzt aus einem Schliechmagazin, drei Schmelzhütten, drei Treibhütten, zwei Röſtehäuſern, elf Magazinen für Materialien und Produkte, zwei Geſtübbe- und Krätz-Pochwerken und ſieben andern Gebäuden. Sie beſitzt ſechs Hohöfen, 3 Krummöfen, drei Treiböfen, einen Friſchofen und einen Saigerheerd.

Die Altenauer Silberhütte liegt unterhalb der Bergſtadt Altenau und beſteht aus einem Schliechmagazin, einer Schmelzhütte, einer Friſchhütte, zwei Treibhütten, drei Röſtehäuſern, acht Magazinen für Materialien und Produkte, einem Geſtübbe- und Krätz-Pochwerk und ſechs anderen Gebäuden. Sie beſitzt fünf Hohöfen, zwei Krummöfen, drei Treiböfen, einen Friſchofen, einen Spleißofen, einen Saiger- und einen Garheerd.

---

*) Nach den wiederholt erwähnten Werken von Hausmann und Zimmermann über den Harz, ſo wie nach Karſtens Archiv, zweite Reihe, Bd. 10. Eine Ueberſicht des Betriebs bei den Unterharzer Hütten, in der Nähe von Goslar, iſt ſchon im IV. Bde. Seite 26 ꝛc. gegeben worden.

Digitized by Google

Die **Lautenthaler** Silberhütte liegt neben der Bergſtadt Lautenthal. Sie hat ein Schliechmagazin, eine Schmelzhütte, eine Treibhütte, vier Röſthäuſer, fünf Magazine für Materialien und Produkte, ein Geſtübbe- und Krätz-Pochwerk und ſechs andere Gebäude. Es befinden ſich in ihr vier Hohofen, vier Krummöfen, drei Treiböfen, ein Friſchofen und ein Saiger- und ein Garheerd.

Bei der Vertheilung der Erze unter dieſe drei Hütten berückſichtigt man nicht allein die Entfernung von den Gruben und Pochwerken, ſondern auch den Gehalt und die Leicht- oder Strengflüſſigkeit der Erze. Die **Frankenſchaarner** Hütte erhält faſt ſämmtliche Erze vom Roſenhöfer und den größeren Theil der Erze vom Burgſtädter Zuge; die **Altenauer** Hütte empfängt Erze vom obern Burgſtädter Zuge, wenig vom Roſenhöfer Zuge, ſämmtliche Erze von der Grube Juliane Sophie und außerdem den rein ausgehaltenen Kupferkies von den Klausthaler Gruben. Die **Lautenthaler** Hütte wird mit dem größten Theile der Erze des Stuffenthaler Zugs, ſo wie mit denen von der Bockswieſe und vom Lautenthaler Revier verſorgt.

Silberhaltiger Bleiglanz iſt das Erz, deſſen Zugutemachung den Hauptgegenſtand der Prozeſſe ausmacht, welche auf jenen Hütten betrieben werden. Ob man gleich in den Wäſchen und Pochwerken den Kupferkies von dem Bleiglanz ſo rein wie möglich auszuhalten ſucht, ſo iſt doch eine vollkommene Trennung nicht möglich. Außerdem kommen, wie früher angemerkt worden, mit dem Bleiglanz auch Erze vor, welche außer Schwefelblei auch Schwefelkupfer enthalten, namentlich Schwarzgiltigerz und Bournonit. Hierin liegt der Grund, daß auf jenen Hütten, wie auch auf der Andreasberger Silberhütte, der Blei- und Silberdarſtellungsprozeß kein ganz reiner ſeyn kann, ſondern daß kupferhaltige Produkte erfolgen, die in einem beſondern Prozeſſe zu Gute gemacht werden müſſen. Da dieſe Produkte auch Silber enthalten, ſo werden ſie dem Saigerprozeß unterworfen. Aus jenen Verhältniſſen entſpringt übrigens der große, nie ganz zu vermeidende, in der Folge beſonders noch zu erwägende Nachtheil, daß das gewonnene Blei nicht ganz rein von Kupfer und das ausgebrachte Kupfer ebenfalls nicht rein von fremden Metallen ſeyn kann.

Die Erze des Klausthaler und Zellerfelder Reviers haben einen ſehr verſchiedenen Gehalt, ſowohl hinſichtlich des Bleies, als auch in Anſehung des Silbers. In den Schliechen ſchwankt der Gehalt zwiſchen 66 und 78 Pfund und der Silbergehalt von 2—9 Loth im Centner (von 110 Pfund Köln.), wie folgende Ueberſicht zeigt.

| 1 Centner reiner Schliech enthält im Durchſchnitt: | Silber. Loth. | Blei. Pfund. |
|---|---|---|
| von der Grube Dorothea . . . . . . | $3\frac{3}{4}$ | 74 |
| — — — Karolina . . . . . . . . | $4\frac{3}{8}$ | 76 |
| — — — Bergmannstroſt . . . . . | $4\frac{1}{4}$ | 70 |
| — — — Margaretha . . . . . . . | 5 | 72 |
| — — — Kranich . . . . . . . . | $5\frac{3}{4}$ | 77 |
| — — — Eleonora . . . . . . . | 6 | 78 |
| — — — Engliſche Treue . . . . . | $3\frac{3}{4}$ | 75 |
| — — — Herzog Georg Wilhelm . . | $4\frac{3}{4}$ | 76 |
| — — — König Wilhelm . . . . . | 4 | 68 |
| — — — Roſenhof . . . . . . . | $2\frac{1}{2}$ | 70 |
| — — — Alter Segen . . . . . . | $2\frac{3}{4}$ | 75 |
| — — — Silber Segen . . . . . . | $2\frac{3}{4}$ | 70 |
| — — — Bergwerks Wohlfahrt . . | 9 | 66 |
| — — — Ring und Silberſchnur . . | 4 | 71 |
| — — — Regenbogen . . . . . . . | $4\frac{1}{2}$ | 72 |
| — — — Neuer St. Joachim . . . | 2 | 72 |
| — — — Herzog Auguſt und Johann Friedrich . . . . . . | $3\frac{1}{4}$ | 74 |
| — — — Juliane Sophie . . . . | $2\frac{1}{2}$ | 77 |
| — — — Lautenthals Glück . . . . | $2\frac{1}{4}$ | 75 |

Die Bleierze werden durch eine Niederſchlagsarbeit mit dem Zuſatze von granulirtem Eiſen zu Gute gemacht. Zum Schliechſchmelzen dienen hohe Oefen; die Steinarbeiten werden dagegen über Krummöfen betrieben. Zur Schliecharbeit wendet man Holzkohlen, zur Steinarbeit dagegen ſeit 1816 Schaumburger Coaks in Verbindung mit Fichtenzapfen — aus denen zuvor der Samen ausgeklengelt worden — an. Der Stein wird vor jedesmaligem Durchſtechen geröſtet, wozu man Holz anwendet. Die von der Schliecharbeit und den Steinarbeiten erfolgenden Werke werden in Treiböfen mit beweglicher Haube vertrieben, wobei man mit Waaſen feuert.

Vormals bediente man ſich allgemein der Aſchenheerde; in neuerer Zeit hat man angefangen, Mergelheerde anzuwenden, wovon noch ein Mal die Rede ſeyn wird.

Die bei der Treibarbeit fallende Glötte wird theils in den Handel gebracht, theils in Krummöfen verfriſcht. Die unreine Glötte wird nebſt dem Heerde wieder vorgeſchlagen. Aus dem Antimon haltenden Abſtrich ſtellt man auf der Altenauer Hütte ſeit einiger Zeit Hartblei für die Schriftgießer dar.

Die Kupferarbeiten werden nur auf der Altenauer und Lautenthaler Hütte betrieben, indem die erſte ſämmtliche Kupferkieſe von den Gruben des Klausthaler Reviers und der Juliane Sophie und auch die Kupfer haltenden Produkte von der Frankenſchaarner Sil-

berhütte empfängt. Man betreibt zur Altenau ein Arm-, Mittel- und Reichfriſchen, wendet den Saigerheerd auch zum Darren an, nimmt vor dem Garmachen ein Verblaſen im Spleißofen vor und macht dann das Kupfer auf einem kleinen Heerde gar. Eine beſondere Kiesarbeit wird auf der Altenauer und Lautenthaler Hütte betrieben, wenn ſich dazu ein hinreichender Vorrath von Kupferkies angeſammelt hat.

Die größtentheils neu gebaute Andreasberger Silberhütte liegt eine halbe Stunde unterhalb der Bergſtadt gegen Süden. Sie beſteht aus einem Schliechmagazin, zwei Schmelzhütten, einer Treibhütte, einem Röſtehaus, zwei Kohlenmagazinen, einem Waaſen- und Wellenmagazin, einem Kupfermagazin, einem Geſtübbe- und Krätz-Pochwerk und neun andern Gebäuden. Es befinden ſich in ihr fünf Hochöfen, zwei Krummöfen, zwei Treiböfen, ein Friſchofen und die nöthigen Oefen und Heerde für die Kupferarbeit. Sämmtliche Erze, welche die Andreasberger Gruben liefern, werden auf derſelben verſchmolzen. Der Prozeß iſt zuſammengeſetzter als auf den übrigen Oberharziſchen Silberhütten, welches theils von der Trennung der reichen und armen Arbeit, theils von dem ſtarken Gehalt an Antimon und Arſenik herrührt, deren Verflüchtigung beſondere Arbeiten nöthig macht. Uebrigens zerfallen, wie auch bei dem Hüttenbetriebe des Klausthaler und Zellerfelder Reviers, die geſammten Prozeſſe in zwei Haupttheile, in die Blei- und Silberarbeiten und in die Kupferarbeiten, von denen die erſteren beſtändig, die letzteren hingegen nur ein Mal im Jahre mit dem für ihren Betrieb angeſammelten, kupferhaltigen Produkte der Blei- und Silberarbeiten durchgeführt werden.

Die Schliech- und Steinarbeiten ſind Niederſchlagsarbeiten, die mit einem Zuſchlage von Eiſengranalien betrieben werden. Die Schliecharbeit, welche in hohen Oefen geſchieht, theilt ſich in die arme und reiche. In der erſtern werden die ſilberhaltigen Bleiglanze, in der letztern die Geſchicke verſchmolzen, welche durch die Silbererze einen höhern Silbergehalt haben.

Von dieſen Arbeiten erfolgen Werke und Stein. Der von dem reichen Steinſchmelzen fallende Stein wird dem Stein von der armen Schliecharbeit zugeſetzt. Den verſchiedenen Steinarbeiten geht ein wiederholtes Röſten und Verblaſen in einem Treibofen voran. Der zuletzt erhaltene ſilberhaltige Kupferſtein wird der Kupferarbeit übergeben. Die von verſchiedenen Arbeiten erfolgten Werke werden in gewöhnlichen Treiböfen vertrieben und die dabei fallende Glötte wird theils, nebſt dem Heerde, bei der Schliech- und Steinarbeit zugeſchlagen, theils über einem Krummofen zu Blei verfriſcht.

Die Kupferarbeit beginnt mit dem Verſchmelzen des ſilberhaltigen Kupferſteins zu Schwarzkupfer. Die Entſilberung der Schwarzkupfer geſchieht durch die Saigerarbeit. Das Anfriſchen der Schwarz-

kupfer wird über einem Krummofen vorgenommen. Man wendet dazu hauptſächlich Glötte und nur wenig Friſchblei an. Das Saigern der Friſchſtücke geſchieht auf einem gewöhnlichen Saigerheerde. Die Saigerwerke werden vertrieben, die Kienſtöcke im Darrofen gedarrt, die Darrlinge verblaſen und auf einem kleinen Garheerde gar gemacht. Die Abfälle vom Saigern und Darren werden in einer beſondern Krätzarbeit zu Gute gemacht.

Die mehrſten Arbeiten auf der Andreasberger Silberhütte werden mit Holzkohlen betrieben. Bei dem Abtreiben, Verblaſen, Darren und Röſten wendet man theils Waaſen, theils Holz an.

Die Oberharzer Hüttenprozeſſe ſind in dem Hauptwerk, Bd. III., Abth. IV., Kap. 2 u. ſ. f. ſehr weitläuftig beſchrieben, wir wollen daher hier nur eine nähere Ueberſicht von dem jetzigen Betriebe der Frankenſchaarner oder Klausthaler Hütte, als der größten unter allen Harzer Silberhütten, geben, indem wir auf den Bd. III., S. 291 ꝛc. verweiſen.

Die ganze auf dieſem großartigen Werke zu verhüttende Maſſe wird in zwölf Abſchnitte getheilt, durch welche Einrichtung ein gewiſſes Gleichbleiben im Betriebe bezweckt wird und Ruhepunkte entſtehen, von wo aus die Erfolge beurtheilt werden können.

Um aus der in Arbeit genommenen Erzmaſſe alles Silber und Blei darzuſtellen, iſt eine Zeit von ſieben Vierteljahren erforderlich.

Der von den zwölf Schliechabſchnitten gefallene Stein wird in vier Steinabſchnitte erſten Durchſtechens vertheilt und der davon gefallene Stein wieder in zwei Steinabſchnitte vom zweiten Durchſtechen und der endlich davon gefallene Stein in einen Steinabſchnitt dritten und vierten Durchſtechens.

Die hüttenmänniſchen Arbeiten beſtehen in Schliechſchmelzen, Steinröſten, Steinſchmelzen vom erſten bis vierten Durchſtechen, Rauch- und Krätzſchliechſchmelzen, mit den Nebenarbeiten der Zugutemachung des Probirſchliechés und des Münzkrätzſchmelzens, dem Abtreiben und dem Glättfriſchen. Dem Schliechſchmelzen geht die Schliechmiſchung voran. Sie geſchieht im Schliechmagazin.

Das Schliechſchmelzen geſchieht über zwei einförmigen und drei zweiförmigen Hohöfen, über deren Gebläſe Beſchickungsböden liegen.

Die Dimenſionen der zweiförmigen Hohöfen ſind folgende: Formhöhe über dem Bleche 18 Zoll; Weite an der Formwand 28 Zoll; Weite an der Vorwand 20 Zoll: größte Weite 3 Fuß 8 Zoll, über der Form 36 Zoll. Die Höhe vom Sohlſtein bis zur Aufgebemauer 22 Fuß; Neigung der Formwand 8 Zoll; Länge von der Form bis zur Vorwand 3 Fuß 6 Zoll; der Sohlſtein liegt 18 Zoll unterhalb der Form; der Vorheerd iſt von der Bruſt bis zum Trittſtein 42 Zoll lang.

Die einförmigen Hohöfen haben folgende Dimenſionen: Formhöhe über dem Bleche 16 Zoll; Weite an der Formwand 21 Zoll; Weite an der Vorwand 18 Zoll; größte Weite 30 Zoll, über das Kreuz 3 Fuß 8 Zoll über der Form. Die übrigen Dimenſionen ſind wie bei den zweiförmigen Hohöfen.

Der neu hergeſtellte, von Ofenbrüchen gereinigte Ofen wird zuerſt mit Waſſer benetzt und erhält zu unterſt eine 3 Zoll ſtarke Schicht von ſchwerem Geſtübbe, von zwei Drittel Letten oder gepochtem Thonſchiefer und ein Drittel Kohle, die feſt geſchlagen und geſtoßen wird. Sodann wird ſie wund gemacht und die darauf folgende Schicht von leichtem Geſtübbe aus einem Theil Letten und einem Theil Kohle darauf geſchlagen. Dieſe zweite Schicht wird bis einige Zoll unter die Form geſtoßen und erhält Fallen bis in den Vorheerd, der zuerſt voll ausgefüllt und feſtgeſtoßen wird. An den Wänden des Ofens bleibt eine Lage Geſtübbe von 2—3 Zoll ſtehen. Die Spur wird 12 Zoll tief ausgeſchnitten und das Mittel liegt 5 Zoll vor der Vorwand und ſteht mit dem Ofen durch einen 4 Zoll breiten Spalt und durch den Stich mit dem Stechheerd in Verbindung. Der Vorheerd dient als Sammlungsraum für die geſchmolzene Maſſe. Bei Formirung desſelben muß man dahin ſehen, ihm den größten Faſſungsraum zu geben, weil dann das beſtmöglichſte Ausbringen und der wenigſte Bleiverluſt Statt findet. Erfahrung iſt, daß bei jedem neuen, alſo kleineren Heerde viel Stein fällt.

Nachdem der Vorheerd gemacht, wird ein Vorſetzſtein, der die Breite der Vorwand hat, $1\frac{1}{2}$—2 Zoll tief ins Geſtübbe eingeſenkt, damit bei dem demnächſtigen Gange des Ofens keine Bleidämpfe ausgeſtoßen werden können und der Ofen völlig geſchloſſen bleibt. Weſentlich nothwendig iſt das vorherige Abwärmen des Ofens, was in der Art geſchieht, daß ſchon während der Nacht einige Feuer gemacht, dann an dem Tage der Abhängeſchicht noch zwei ſtarke Feuer gegeben werden. Nachher wird erſt die Vorwand eingeſetzt. Wenn nach dem letzten Abwärmen die Vorwand aufgebaut, wird der Ofen bis zur Häfte ſeiner Höhe mit Kohlen gefüllt und läßt man dieſe durch den Zug von vorn in Brand gerathen; ſodann wird mit Kohlen nachgefüllt, das Gebläſe ſchwach angelaſſen und mit leichten Schlackenſätzen der Anfang gemacht. Unerläßlich iſt dabei, den Ofen oben im Schachte gleich ſelbſt anzuzünden, ehe er zum Durchſchlagen kommt.

Die Beſchickung beſteht aus einem gemiſchten Roſte Schliech, 4—$4\frac{1}{2}$ Centn. Eiſen, 4—6 Centn. Heerd, 2 Centr. Abſtrich, 12—13 Karren Schlacken, wovon die Karre etwa zu 3 Centn. zu rechnen iſt. Gegenwärtig beſteht eine Beſchickung aus neun Schichten. Der Anfang einer Ofenkampagne muß langſam und mit allmäliger Steigerung der Sätze gemacht werden. Das Augenmerk des Schmel-

zers iſt hauptſächlich dahin gerichtet, baldmöglichſt eine Naſe von 8—10 Zoll Länge im Ofen vor der Form zu bilden, weil dabei der Ofen leichter dunkel zu erhalten iſt; vorzüglich wenn ſie etwas niederwärts, vorn ſternlichte und rund herum dunkel, dabei immer etwas porös gehalten wird.

Die Hauptvortheile des Schmelzens mit dunkler Gicht beſtehen in der Erhaltung der Brennkraft der Kohlen bis zum eigentlichen Schmelzpunkte, in Vermeidung des Verbrennens des Eiſens, wodurch außer dem Nachtheile des verminderten Niederſchlagvermögens des Eiſens noch heißgrädige Schlacken gebildet werden würden, ferner in Verminderung des Fluggeſtübbes und des Bleirauchs. Eine dunkle Kohlenſäule läßt den Rauch nicht ſo leicht durch und der, welchen ſie durchläßt, iſt leichter und geringhaltiger, als anderer, welcher beim Durchſchlagen der Flamme austritt. Durch richtige Naſenführung den dunkeln Gang des Ofens zu erreichen, iſt um ſo wichtiger, da das Ausgießen mit Waſſer vielfältige Nachtheile mit ſich führt. In den erſten Tagen des Ganges eines Ofens fügt es ſich, daß öfter ungeſchmolzene Maſſen oder Bühnen ſich auflegen, wovon man die Urſache in der noch nicht gehörig durchwärmten Sohle ſuchen muß. Der Schmelzer hat dieſe Bühnen mit Vorſicht wegzuräumen und muß hauptſächlich bei dieſer Gelegenheit ſich bemühen, den Vorheerd nicht zu vergrößern, weil ſonſt das Einlegen immer ſtärker wird. Gibt ſich dies nach Verlauf einiger Tage nicht, ſo kann man die Urſache davon nur in der Beſchickung ſelbſt ſuchen. Liegt der Grund davon in den Beſtandtheilen der zu ſchmelzenden Schlieche ſelbſt, ſo kann es nicht gänzlich gehoben, ſondern nur durch ſtärkere Schlackenzuſchläge gemildert werden, die den Vortheil gewähren, daß das Schmelzen raſcher und vollkommner geſchieht. Die Schlackenzuſchläge ſind aber verſchiedener Art. Die Schlacken der Steinarbeit ſind an ſich hitziger und befördern das raſchere Schmelzen, aber nicht immer das beſſere Ausbringen. Die Schlacken des Schliechſchmelzens hingegen hemmen den ſchnellen Gang des Schmelzens, wobei ſie übrigens eine gewiſſe Auflöſung doch zu Wege bringen. Nachdem ein Ofen angelaſſen iſt, dauert es immer zehn bis vierzehn Tage, ehe ſeine vollkommne Wirkſamkeit eintritt, ſelbſt wenn man überzeugt ſeyn kann, daß die Ofenſohle und das ganze Mauerwerk durchwärmt iſt. Vorher zeigen ſich Sandſteine des Mauerwerks, erſt kleinere und dann größere, die mit dem Bruſträumer vorgebogen und herausgeholt werden müſſen oder auch wohl das Wegnehmen des Vorſetzſteins nothwendig machen. Eine ſolche Periode haben die Oefen gewöhnlich zu überſtehen. Iſt dieſe erſt vorüber, ſo vertragen ſie einen ſtarken Satz. Ein beſonderer Umſtand iſt beim Schliechſchmelzen, daß bei nicht richtiger Naſenführung es im Ofen roh wird, d. h. die Beſchickung nicht regelmäßig vor der Form niedergeht und ſich gegen die Vorwand

ſtürzt. Iſt der Ofen noch nicht lange betrieben und hat er noch nicht viele Ofenbrüche angeſetzt, ſo wird dieſem Uebelſtande, wobei eine mußige und unreine Schlacke gebildet wird, bald abgeholfen. Einige leere Kohlenſätze vor dem nächſten Vollfüllen des Ofens gegeben, machen bald die Naſe wieder hell und die fleißige Anwendung des Bruſträumers ſichert den Ofen vor der Gefahr des Anlegens. Hat übrigens der Ofen ſchon eine längere Zeit gegangen, ſo iſt der Rohgang nicht ſo leicht zu beſeitigen, weil die vorhängenden Ofenbrüche das Ankommen der Sätze an dem richtigen Orte verhindern und wird dann bald die Periode herbeigeführt, wo es im Formgewölbe auffeuert, worauf dann bald das Aufblaſen erfolgen muß. Beſieht man einen ſolchen Ofen nach dem Ausblaſen, ſo bemerkt man oft, daß er nach hinten völlig ausgebrannt iſt; vom Formſtein und Formlager findet man nur noch Reſte, ſelbſt wenn während der ganzen Kampagne nur ſelten blanke Form geweſen iſt. Nach vorn hin im Ofen bemerkt man ein ſolches Ausbrennen nicht, man nimmt daſelbſt nur wahr, daß der Kernſchacht nach vorn herausgedrückt wird und dies beweiſt hinlänglich, daß hinten die größte Hitze Statt gefunden hat.

Die Dauer einer Ofenkampagne iſt 9—10 Wochen. Im Winter dauern ſie in der Regel länger, wie im Sommer. In den erſten acht bis zehn Tagen verarbeitet ein zweiförmiger Ofen in 24 Stunden $1\frac{1}{4}$—2 Röſte, nachher $2\frac{1}{2}$ Röſte; ein einförmiger hingegen in den erſten acht Tagen nur $1\frac{1}{2}$—$1\frac{3}{4}$ und ſpäter $2\frac{1}{4}$ Röſte. Beim regelmäßigen Gange blaſen die Bälge ſieben bis acht Mal in der Minute. Der Inhalt jedes Balges beträgt 22 Kubikfuß.

Der Kohlenverbrand ergibt ſich im Durchſchnitt auf den Roſt zu 25—30 Maas.

An Gezähe gehört vor jeden Ofen: zwei Räumeiſen 7—8 Fuß lang, $\frac{3}{4}$ Zoll ſtark, eins von derſelben Stärke, aber nur 4—5 Fuß lang und ein ſogenanntes dickes Räumeiſen von 6 Fuß Länge und $1\frac{1}{4}$ Zoll Stärke, zwei Forken, zwei Stecheiſen, ein Fäuſtel von 12 bis 14 Pfd., ein Füllfaß, ein Trog, eine Kratze, eine Kohlenkrahle, eine Räumnadel von Drahtſeil, 9—10 Ellen lang, für den Fall, daß der Ofen etwa hängt; vor einen einförmigen vier, vor einen zweiförmigen ſechs Werknäpfe oder Pfannen und für beiderlei ein Bruſträumer.

Von 100 Centner Bleigehalt des Schliechs nach der Probe erfolgen etwa 106 Centner Werke, 70 Centner Bleiſtein; erſtern mit 4—$4\frac{1}{2}$ Loth Silber und letztern mit 32 Pfd. Blei und $1\frac{1}{2}$ bis 2 Loth Silber.

### Steinröſten.

Der vom Schliechſchmelzen gefallene Stein, jährlich etwa 35 bis 36000 Centr., wird auf der Hüttenſohle in fauſtgroße Stücke

zerſchlagen und dann in das Röſthaus auf ein Bett von Scheitholz geſchafft. Die Vorrichtung eines ſolchen Röſtbetts iſt ſehr einfach. Nachdem die Röſthausſohle etwa 3—4 Zoll hoch mit Löſche und Kohlenklein bedeckt iſt, werden, um Züge zu bilden, der Roſtſtätte entlang Holzſcheite an einander geſtoßen und quer darüber Holzſcheite an Holzſcheite gelegt. Auf dieſes Bette wird der Stein geſtürzt und wenn der Haufen die angemeſſene Größe von 1000—1400 Ctr. hat, daſſelbe vermittelſt untergelegter Spähne und Reißig angezündet. Im erſten Feuer brennt ein ſolcher Haufen drei bis vier Wochen, im zweiten etwa vierzehn Tage, im dritten und, wenn's nöthig iſt, im vierten eine noch kürzere Zeit. Bei jedesmaligem Wenden wird der gut geröſtete Stein ausgehalten und der noch rohe wieder aufs Holz gebracht. Die gut gebrannten Stücke ſind von bläulich-grauer Farbe, erdigem Anſehn und auf der Oberfläche porös und druſig.

Mit dem Stein vom erſten, zweiten und dritten Durchſtechen wird eben ſo verfahren, nur werden davon ſchwächere Haufen von etwa 6—700 Centr. gemacht und brennen ſolche nicht ſo lange, weil der Stein mit jedem Durchſtechen an Schwefel ärmer wird. Bei dieſer Röſtung wird ein Theil Schwefel verflüchtigt, ein anderer wird in ſchweflichte Säure umgewandelt. Vor dieſer Röſtung beſteht der Stein aus Schwefelblei, Schwefeleiſen und etwas Schwefelkupfer; nach dem Röſten aus Blei-, Eiſen- und Kupferkalken und aus Blei-, Eiſen- und Kupfervitriol und noch unzerſetztem Stein. Hiernach iſt nicht zu verkennen, daß mit dem Nutzen, welchen die Röſtung gewährt, zugleich Nachtheile verbunden ſind, die übrigens beim Röſten in freien Haufen, das vielen Zufälligkeiten ausgeſetzt iſt, unvermeidlich bleiben. Es iſt unter andern ein übler Umſtand, daß bei ſtarkem Zug im Innern des Haufens ein Schmelzen Statt findet, was man ſchon vor dem Wenden wahrnehmen kann. Es ſind dann in der Kuppe des Haufens tiefe Löcher eingebrannt, die immer auf eine ſtark gefloſſene Sohle ſchließen laſſen. Bei einem ſolchen Schmelzen wird viel Blei und Silber verflüchtigt und ein anderer Theil zieht in die Sohle des Röſthauſes. Das Anſchließen des Bleivitriols iſt ebenfalls ein Uebelſtand.

Die Kryſtalle, die ſehr zart und leicht ſind, werden meiſtens beim Wenden verſtäubt und ſelbſt derjenige Theil, der in den Ofen kömmt, geht in die Schlacke über, weil er ſchon ziemlich ſchwer reducirbar iſt und das Schmelzen zu raſch geht. Es ſind bereits öfters gegen das am Oberharz übliche Röſten Einwendungen gemacht worden. Es wird gefragt, warum man nicht in Oefen röſtet, wo das Feuer beſſer geſtimmt und dirigirt werden könnte. Der Richtigkeit dieſer Anſicht iſt im Allgemeinen nicht zu widerſprechen; indeſſen iſt bei dem großen Betriebe der Oberharzer Hütten die Röſtung in Oefen ſchwerlich ausführbar. Denn erſtlich würde dadurch

das Pochen des Steins nöthig und ein eignes Pochwerk dazu gebaut werden müſſen; zweitens würden ſolcher Oefen wenigſtens acht bis zehn erforderlich werden, deren Anlage und Unterhaltung ſehr ſchwerköſtig ſeyn würde. Ein Perſonal von fünf bis ſechs Menſchen und zwar ſolche, die zum Karrenlaufen und andern ſchweren Arbeiten nicht mehr fähig ſind, verſieht jetzt die ganze Röſtung. Nach mehrjährigem Durchſchnitt kann man auf 24 Ctr. Stein ein Malter Röſteholz von 26⅞ Kubikfuß rechnen. Einen andern Einwurf, der wohl gemacht iſt, enthält die Frage; warum man die Röſtung nicht höher treibe, um beim Durchſtechen wenig oder gar keinen Stein zu bekommen. Darauf dient zur Antwort: Wollte man die Röſtung ſo weit treiben, alsdann würde ſehr großer Metallverluſt hervorgehen, wenn man auch von den Nachtheilen abſehen wollte, welche zu ſtarkes Röſten für das nachfolgende Schmelzen hat, die jedoch gar ſehr zu beachten ſind.

### Steinſchmelzen.

Bei einer zu verhüttenden Menge von 2600 Röſten geſtaltet der Umfang der Steinarbeit nach mehrjährigem Durchſchnitte ſich etwa folgendermaaſen. Es ſind durchzuſtechen:

1) beim erſten Steindurchſtechen 1000 Steinſchichten, jede zu 32 Ctr. geröſteten Steins,
2) beim zweiten Steindurchſtechen 420 „
3) beim dritten „ 112 „
4) beim vierten „ 40 „

Seit zwei Jahren geſchieht die Steinarbeit bloß über Krummöfen, früher wurde noch der dritte Theil des erſten Durchſtechens mit Schliechzuſatz über einem einförmigen Hohofen verſchmolzen. Dieſe Methode beim Steindurchſtechen iſt ſehr alt und die früheren Hüttenleute haben vielleicht eine dunkle Ahnung gehabt, daß geſchwefelte Metalle und Metalloxyde ſich gegenſeitig zerſetzen können. So richtig dieſe Meinung vielleicht ſeyn kann, ſo verdient doch die Anſicht, daß eine ſolche Schmelzweiſe wirklich vortheilhaft ſey, Berichtigung; denn 1) wird an Kohlen nicht geſpart, 2) wird an Eiſen mehr verbraucht, 3) wird die Schlacke unrein und heißgrädig, 4) fällt dabei mehr Stein und wird der Stein in Rückſicht ſeiner Eigenſchaften zum Rohſtein zurückgeführt, 5) ſind die Werke im Silbergehalt ſich nicht gleich, was beim Abtreiben, der nöthigen Kontrole wegen, unangenehm iſt. Das Schmelzen zeigt ſich in ſeinem Gange von ganz eigenthümlicher Art. Es iſt ein Mittelding von Stein- und Schliechſchmelzen, welches die Uebelſtände beider ziemlich in ſich vereinigt.

Eine Erſcheinung, die man dabei wahrnimmt, iſt die, daß die Geſtübbeſohle viel früher herausgeholt wird, als beim reinen Schliech-

Digitized by Google

ſchmelzen, wodurch ſich bald Bühnen auflegen und der Stich früher ſchadhaft wird. Auch bildet ſich im Ofen bald eine ſtarke Vorwand, die Schlieche rollen in den Zwiſchenräumen des Steins bald mehr, bald weniger durch und je nachdem dies mehr oder weniger der Fall iſt, läuft die Naſe an und wird flüchtig. Im Bereich der Form angelangt, werden die Schlieche nach vorn getrieben und legen ſich auf. Der Schmelzer muß nun dies zu verhüten ſuchen und beſonders in den erſten Schichten häufig den Bruſträumer gebrauchen. So nützlich und dienlich im Allgemeinen der Gebrauch dieſes Gezähes iſt, ſo bewirkt doch die zu ofte Anwendung immer von Neuem das Durchrollen der Schichten; das Schmelzen wird tumultuariſch, wodurch bald Rohgang herbeigeführt wird. Das durch Verkippen der Sätze bewirkte unruhige Annaſen macht oftmaliges Verändern der Sätze erforderlich und dieſer Umſtand iſt dauernd während der ganzen Ofenkampagne. Bei keiner Schmelzarbeit wird der Satz öfter verändert, als bei dieſer gemeinſchaftlichen Steinſchliecharbeit. Zum Steinſchmelzen über Krummöfen dienen gegenwärtig drei ſolcher Oefen. Das Steinſchmelzen iſt vom Schliechſchmelzen in ſofern abhängig und ſein guter Gang durch den guten Gang des Schliechſchmelzens bedingt, als dabei die unreinen Schliechſchlacken und wenn dieſe nicht hinreichen ſollten, auch die reinen zugeſchlagen werden. Es iſt wohl leicht begreiflich, daß ſich keine Schlacke beſſer zur Steinarbeit eigne, als die Schliechſchlacke, indem dadurch der Beſchickung des Steinſchmelzens, die nur aus Metalloxyden und Schwefelmetallen beſteht, wieder einiger Erdengehalt zugeführt wird, der der Schlackenbildung wegen erforderlich iſt. Gewöhnlich werden auf eine Steinſchicht, die 32 Ctr. geröſteten Stein enthält, zehn Karren oder 30 Ctr. Schliechſchlacken zugeſchlagen. Außerdem kommen zu einer Steinſchicht 1 Ctr. Eiſen, 4—5 Ctr. Heerd, 2 Ctr. Abſtrich und 2 Ctr. Schlacken vom Glöttfriſchen. Die Beſchickung iſt bei dem verſchiedenen Steindurchſtechen ziemlich gleich, nur werden bei dem ſpätern Durchſtechen weniger bleiiſche Vorſchläge angewendet. Bei dem letzten geringen Stein (Kupferſtein), deſſen endliche Zugutemachung auf der Altenauer Hütte geſchieht, werden gar keine bleiiſchen Vorſchläge gebraucht und ſtatt der unreinen Schliechſchlacke zur Hälfte reine Schliech- und Steinſchlacken zugeſchlagen. Je beſſer das Schliechſchmelzen geht, deſto beſſer geht dann auch das Steinſchmelzen. Aber auch der Gang der Steinarbeit wirkt, je nachdem er gut oder ſchlecht geweſen iſt, auf den Gang der Schliecharbeit wieder zurück. Von den zur Steinarbeit gebrauchten Krummöfen liegen in der Oberhütte zwei mit einer gemeinſchaftlichen Gebläſewelle. Der dritte, erſt ſeit wenigen Jahren erbaut, hat ſein eigenes Waſſerrad und iſt mit einem daneben liegenden Beſchickungsboden verſehen.

Die Dimenſionen der Krummöfen ſind folgende: die Formhöhe über dem Bleche 14 Zoll; Weite hinten an der Form 14 Zoll; Weite an der Vorwand 12 Zoll. Die größte Weite an der Formwand 4½ Fuß hoch über dem Sohlſtein 1 Fuß 8 Zoll; die größte Weite an der Vorwand 1 Fuß 6 Zoll; die ganze Höhe vom Sohlſtein an gerechnet 5 Fuß; Böſchung 8 Zoll; die Länge des Ofens 2 Fuß 8 Zoll.

Alle drei Krummöfen haben jetzt die Vorrichtung, daß ihr Gebläſe eindüſig wirkt. Das zweidüſige Blaſen war namentlich beim Koaksſchmelzen ſehr nachtheilig. Es erklärt ſich dieſes leicht, wenn bedacht wird, daß beide Bälge nicht völlig gleich wirken. Die Seite nun, wohin der ſtärkere Windſtrom gerichtet iſt, brennt immer ſtärker aus und das ganze Schmelzen wirft ſich dahin. Zwei Düſen erſchweren auch das nöthige Durchräumen in der Form und wenn ja ein Mal dem Ofen durch die Form geholfen werden mußte, ſo blieb kein anderes Mittel übrig, als abzuhängen und die Bälge zurückzubringen. Das Zumachen der Krummöfen iſt von dem der Hohöfen nicht ſehr verſchieden; nur wird die Spur 10 Zoll tief ausgeſchnitten. In 24 Stunden werden dritthalb Steinſchichten durchgeſetzt. Das Schmelzen geht viel hitziger, als das Schliechſchmelzen. Der Heerd hält gemeiniglich nur zwei Mal 24 Stunden und bedarf alsdann einer Erneuerung. Die Urſache davon liegt theils in der Beſchaffenheit des Geſtübbes, theils aber auch darin, daß ſich in den Heerd ſo leicht Bühnen auflegen, die weggebrochen werden müſſen.

Von einer Steinſchicht erfolgen im Durchſchnitt beim

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| erſten Durchſtechen | 12 | Ctr. | Werke | und | 8 | Ctr. | Stein, |
| zweiten | 11 | = | = | = | 8 | = | = |
| drit. u. viert. | 13 | = | = | = | 18 | = | = |

An Koaks werden verbrannt auf eine Steinſchicht:

| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 27,16 | Balgen | zu 2′ | beim | erſten | Durchſtechen, | |
| 29,09 | = | = | = | zweiten | = | |
| 27,50 | = | = | = | dritten u. vierten | = | |

Die ganze zu verſchmelzende Steinmaſſe vermindert ſich nach einem Beiſpiele vom Jahr 1830 ſo: von 34770 Ctr. Rohſtein zum erſten Durchſtechen erfolgten zum zweiten Durchſtechen 8790 Ctr., von dieſem erfolgten zum dritten Durchſtechen 3847 Ctr., von dieſem wieder zum vierten 1252 Ctr. und davon fielen ſchließlich 778 Ctr. Kupferſtein. Zu den Nebenarbeiten beim Schmelzen gehört das Rauchſchmelzen und die Zugutemachung der Probenſchlieche und der Münzkrätze.

1) Die Raucharbeit iſt die wichtigſte davon, da durch ſie durchſchnittlich etwa 1000 Mark Silber und 4000 Ctr. Blei und Glätte producirt werden. Der aus den Fluggeſtübbekammern ausgeräumte Hüttrauch wird geſammelt und mit Waſſer angemengt,

mit den Schliechen aus dem Krätzpochwerk in dem Verhältniſſe von $\frac{2}{3}$ zu $\frac{1}{3}$ gattirt. Sechs Röſte werden hier unter einer Schicht begriffen, die aber in zwei Beſchickungen getheilt wird, um mehr Schichtung und Gleichförmigkeit hervor zu bringen. Zu drei Röſten Hüttrauch und Krätzſchliech werden 28 Karren Schlacken, größtentheils Schliechſchlacken, gegeben, 6 Ctr. Eiſen, 6 Ctr. Heerd, 2 Ctr. Abſtrich und 16 Ctr. geröſteter Rauchſtein. Das Schmelzen ſelbſt geſchieht über einem zweiförmigen Hohofen und wird gemeiniglich ein ſolcher gewählt, der ſchon den am weiteſten ausgebrannten Schacht hat.

Es unterſcheidet ſich das Rauchſchmelzen von dem Schliechſchmelzen dadurch, daß es langſamer geht, um nicht wieder vielen Rauch zu erzeugen, was um ſo eher der Fall ſeyn könnte, da der Rauch aus den feinſten Theilchen der verſchmolzenen Schlieche beſteht. Die Naſenführung iſt bei dieſer Arbeit ſchwieriger, als beim Schliechſchmelzen und der Rohgang viel eher möglich. Das gute Ausbringen hängt daher von einem ruhigen und gleichförmigen Gange hauptſächlich ab.

Eine Beſchickung von drei Röſten Rauch gibt 21 Ctr. Werke mit $4\frac{3}{4}$—5 Loth Silber auf jeden Centner und 20 Ctr. Stein mit 32 Pfd. Blei in jedem Centner. Der Kohlenverbrand beträgt auf drei Röſte ſieben Karren. Der Rauch hält 36—40 Pfd. Blei und $4\frac{1}{4}$ Loth Silber im Centner. Die Krätzſchlieche halten im Durchſchnitt 36 Pfd. Blei.

2) Die Zugutemachung der Probenſchlieche erfordert eine vom gewöhnlichen Schliechſchmelzen abweichende Beſchickung, da dieſe Pobenſchlieche von ſämmtlichen Gruben und ſehr verſchiedenen Schliechen herrühren und werden insbeſondere mehr bleiiſche Vorſchläge in dieſe Arbeit gegeben. Zu 100 Ctr. ſolcher Schlieche werden 20 Ctr. Heerd, 24 Ctr. Abſtrich, 9 Ctr. Eiſen und 132 Ctr. Schlacken, zur Hälfte von der Steinarbeit, zur Hälfte von der Schliecharbeit, zugeſetzt. Davon erfolgen gemeiniglich 58 Ctr. Werke und 38 Ctr. Stein. An Kohlen werden dazu verbrannt $8\frac{1}{2}$ Karren. Dieſe Arbeit geſchieht ausnahmsweiſe über einem Krummofen, weil dieſer leichter ausgeblaſen werden kann.

3) Die Zugutemachung der Münzkrätze geſchieht gleichfalls über einem Krummofen, nachdem die Krätze vorher im Krätzpochwerke trocken gepocht iſt. Die Beſchickung wird dabei ſo eingerichtet, daß ſo viel bleiiſche Vorſchläge gegeben werden, als erforderlich, damit der Centner Werke etwa 7—$7\frac{1}{2}$ Lth. Silber enthält. Da aber in dieſer Krätze keine Schwefelmetalle enthalten ſind, ſo wird der Beſchickung ein verhältnißmäßiger Zuſchlag von ungeröſtetem Rauchſtein gegeben, wodurch beim Aufſtechen das Werkblei mit Stein bedeckt wird.

## Treibarbeit.

Die von ſämmtlichen Schmelzarbeiten erfolgten Werke gehen in die Treibarbeit über. Die Frankenſchaarner Hütte hat in zwei Treibhüttengebäuden fünf Treiböfen. Die Treiböfen beſtehen aus dem eigentlichen Treibheerde von 9½ Fuß Durchmeſſer und dem daneben liegenden Windofen, der mit dem Treibheerd durch eine Feuerbrücke in Verbindung ſteht. Zur beſſern Abkühlung iſt letzterer mit einer eiſernen und beweglichen Haube verſehen. Es werden 160 Ctr. in einem Treiben vertrieben. Zum Heerdmaterial diente früher Seifenſiederaſche, jetzt Mergel. Nachdem der vorige Heerd ausgebrochen und der darunter liegende Mergel rein ausgeräumt iſt, wird die Sohle des Ofens oder der Steinheerd mit Waſſer genetzt und von dem bereits gebrauchten und friſch geſiebten Mergel eine ſtarke Lage, hauptſächlich am Rande herum, in den Ofen geſetzt, mit einer Krahle feſt geſtoßen und ſchon vorläufig dem Heerde die vertiefte Geſtalt gegeben. Auf dieſe Lage, die durch die Krahle wund und alſo empfänglich für den folgenden Aufſatz gemacht iſt, wird der friſche Mergel geſchlagen, welcher vorher geſiebt und ſo angemengt iſt, daß er plaſtiſch geworden. Der Heerd muß dabei ſogleich ſeine richtige Form erhalten, ſo daß nach der nachherigen Befeſtigung durch Stampfen nur noch nöthig iſt, Ueberflüſſiges wegzunehmen, aber nicht etwa fehlerhafte Stellen auszufüllen. Das Feſtſtoßen des Heerdes geſchieht mit hölzernen und bleiernen Kolben. Er muß ſo feſt werden, daß er für Eindrücke des Fingers oder der Hand unempfänglich iſt. Sehr vortheilhaft iſt das Anſteigenlaſſen in die Hölle dem Gebläſe gegenüber, weil beim Verfolg des Treibens man alsdann ſicher iſt, daß das Treiben hinten unter den Kannen immer gehörige Glätte hat. Die Spur wird etwas über die Mitte der Form gelegt und muß ſich dem Windofen nähern. Die Kannen liegen 20—24 Zoll aus einander. Nach Anfertigung des Heerdes werden 160 Ctr. in zwei pyramidalen Haufen auf den Heerd geſetzt, wovon der eine von den Kannen am Windofen durch und der andere in der ſogenannten Hölle von der Glättgaſſe bis nach dem Einſetzloche zu ſtehen kommt. Ein beſonderes Abwärmen des Heerdes findet nicht ſtatt. Nach dem Einſetzen und dem Aufbringen der Haube wird im Windofen Feuer gemacht, jedoch zuerſt mäßig. Das Feuer muß ſo geleitet werden, daß es im Ofen immer halb hell bleibt. In Zeit von 1½—2 Stunden iſt das Einſchmelzen, das ſogenannte Weichfeuern, bewirkt und tritt alsdann das ſogenannte Heißfeuern ein, wobei ein weißlicher Dampf auf der eingeſchmolzenen Maſſe ſichtbar wird, der immer noch etwas nach Schwefel riecht. Wenn die ganze Maſſe gehörig weichgefeuert und bereits eine nachhaltige Hitze eingetreten iſt, wird das Gebläſe angehängt; doch darf ſolches nur drei bis vier Mal in der Minute

wechſeln, weil ſonſt die Hitze gleich zu ſehr vermindert werden würde und behufs der Verſchlackung und Abſtrichsbildung nicht hinreichend durchſchlagen könnte. Nach und nach wird der Umgang der Bälge bis auf ſechs bis ſieben Mal in der Minute verſtärkt. Alsdann tritt die Periode ein, in welcher der Anfang gemacht wird, den Abſtrich mit den ſogenannten Streichhölzern abzuziehen. Während des Abziehens wird abwechſelnd eine kürzere Zeit kalt gearbeitet, weil dadurch die baldige Beendigung des Abſtrichholens befördert wird. Sobald der Abſtrich herunter iſt und das Treiben in reiner Glätte geht, wird die Bruſt geritzt und mit dem Glättzapfen angefangen. Mit dieſer Arbeit, die vorſichtig und ſauber geführt werden muß, wird dann bis zum Blicken des Silbers fortgefahren. Die größte Geſchwindigkeit der Bälge beträgt neun Umgänge in der Minute und tritt, wenn anders der Heerd gut und ſicher geſchlagen iſt, alsdann ein, wenn das Treiben auf dem Flachen ſteht.

Der Erfolg von einem Treiben von 160 Ctr. iſt, je nachdem es Schliech- oder Steinwerke geweſen: 56 oder 62 Mark Silber; 118 oder 112 Ctr. Glätte; 21 Ctr. Heerd; 15 oder 18 Ctr. Abſtrich; 6 Ctr. bleiiſche Vorſchläge oder 9 Ctr. Gelbkrätze. An Waaſen werden verbraucht 13 oder 14 Schock. Ein Treiben wird in 30—32 Stunden beendigt. Das Blickſilber leidet auf die Mark 1¼ Loth Abgang und hält alſo zwiſchen 14 und 15 Loth Feinſilber. Die Glätte hält von der Schliecharbeit im Centner 95—96 Pfund Blei, von der Steinarbeit 93—94 Pfund und an Silber eine Spur.

Der Abſtrich von der Schliecharbeit hält 80 Pfund Blei im Centner mit 1¼ Loth Silber. Der Abſtrich von der Steinarbeit 84 Pfd. Blei im Centner, mit 1½ Loth Silber. Der Heerd von der Schliecharbeit 86—88 Pfd. Blei mit ¾ Loth Silber und in der Spur und am Rande nur mit ⅜ Loth Silber. Der Heerd von der Steinarbeit hält 82 Pfd. Blei und in der Spur 1 Loth Silber, nahe am Rande nur ½ Loth. Die Gelbkrätze verhält ſich wie die Glätte.

### Das Glättfriſchen

geſchieht über einem Krummofen mit einem Vorheerd, aber nicht über dem Auge, ſondern unter der Bruſt, wodurch der Vortheil erreicht wird, daß das reducirte Blei nie der atmoſphäriſchen Luft ausgeſetzt wird. Beim Zumachen wird das Geſtübbe bis an die Form feſt angeſtoßen und der Ofenſohle bis an den Vortiegel 27 Zoll Fall gegeben. Um den Tiegel zu bilden, wird eine hölzerne runde Form von 16 Zoll Höhe, die oben 11 und unten 10 Zoll Durchmeſſer hat, vor dem Mittel der Vorwand feſtgeſtoßen. Durch eine andere hölzerne Form, das ſogenannte Bruſtholz, wird dieſer Tiegel mit dem Innern des Ofens verbunden und ſteht 4 Zoll von

der Vorwand ab. Iſt der Heerd feſtgeſtoßen, ſo werden beide Formen herausgenommen. Der Stichheerd wird ſo groß vorgerichtet, daß er 10—12 Ctr. Blei faſſen kann. Ein ſo zugemachter Heerd wird 3—4 Stunden gehörig abgewärmt. In die offen gelaſſene Bruſt werden, ſtatt einer Vorwand von Sandſtein oder Ziegelſteinen, Scheitholzkohlen gelegt und von außen mit Lehm überzogen. Sie halten ein Friſchen von 80 Stück Mulden Blei, jedes zu 1¾ Ctr. oder von 120 Stück Langblei vollkommen aus und geben den Vortheil, daß ſie beim Ausblaſen leicht wegzuſtoßen ſind. Eine Beſchickung findet hierbei nicht Statt. Die gefallenen Schlacken müſſen wieder verbraucht werden. Die Schlacke wird ſcheibenweiſe abgehoben. Nach den Eigenſchaften der Schlacke läßt ſich der Gang der Arbeit beurtheilen. Iſt ſie zähe, ſo daß man ſie mit der Forke wie eine Haut abziehen kann, ſo iſt ſie gut; iſt ſie hitzig, ſo daß ſie von ſelbſt über die Spur fließt, ſo muß ſchwerer geſetzt werden; wird ſie zu leicht hart, ſo daß ſie leicht in Stücke ſpringt, ſo iſt dies ein Beweis, daß der Ofen überſetzt iſt. Ehe das abgeſtochene Blei in die Formen ausgekellt wird, werden die Unreinigkeiten, die ſich auf der Oberfläche zeigen, davon genommen. Dieſe Reinigung geſchieht mit Krücken und wird durch mehrmaliges Uebergießen mit Waſſer befördert, wonach auch das Blei um ſo kühler in die Formen ausgegoſſen werden kann. Auch wird das Blei ſelbſt in den Formen nochmals abgeſchäumt. Dieſe Arbeit des Glättfriſchens muß immer mit dunkler Naſe geführt werden. Die abgezogenen Unreinigkeiten, Bleidreck genannt, werden von einem ganzen Quartale geſammelt und dann über demſelben Ofen auf Saigerſtücke durchgeſtochen.

Dieſe Arbeit wird hell betrieben. Eine eigentliche Beſchickung findet dabei nicht ſtatt. Es werden nur bei dieſer Arbeit einige Karren (zu einer Quartalsarbeit etwa zehn Karren) Schlacken vorgeſtürzt, die dann und wann behufs der Naſenführung mit dem Bleidreck zugleich auf den Ofen geworfen werden. Die Arbeit geht ſehr raſch. Der Umgang der Bälge findet in der Minute acht bis neun Mal ſtatt.

Die erhaltenen und abgeſtochenen Friſchſtücke werden nach dem Saigerheerde geſchafft, aufgeſetzt und mit Kohlen beſchüttet. In zwei Stunden laufen ſie in den vorliegenden Stechheerd, aus welchem ſie in beſondere Formen, die eine andere Geſtalt wie die gewöhnlichen Bleiformen haben, ausgekellt werden. Der Unterſchied der Formen iſt gewählt, um das Blei im Handel kenntlich zu machen. Von 100 Ctr. reiner Glätte erfolgen im Durchſchnitte, das Krätzblei mit eingerechnet, 90—91 Procent Bleimetall. Von 10000 Ctr. Glätte, die verfriſcht werden, erfolgen gewöhnlich 450 Ctr. Bleidreck und davon 275 Ctr. Krätzblei.

Der Kohlenverbrand beim Verfriſchen von 160 Ctr. beträgt mit Hinzurechnung der beim Bleidreckſchmelzen und Abſaigern verbrauchten Kohlen ſechs bis ſieben Karren. Das Friſchblei hält ¼ Loth Silber, das Krätzblei $\frac{1}{16}$ Loth.

---

Es bleibt uns nun noch übrig, von einigen neuern Verbeſſerungen des Oberharzer Bleiſchmelzprozeſſes zu reden, die bereits auf S. 6, Bd. IV. erwähnt und auf der Frankenſchaarner Hütte angeſtellt worden ſind*).

Seit mehreren Jahren hat einestheils der Mangel an Holzkohlen, anderntheils die Betrachtung der großen Unvollkommenheiten des bisherigen Naſenſchmelzens, namentlich die Unmöglichkeit, ohne eine Veränderung derſelben heiße Luft anzuwenden, zu doppelten Verbeſſerungsverſuchen Veranlaſſung gegeben. Nämlich ein Mal zu Verſuchen über die Anwendbarkeit des engliſchen Röſtſaigerprozeſſes (Verſchmelzen der geröſteten Erze in Flammöfen), zweitens aber zu dem Verſuche, die Oberharzer Bleierze in einem mit der Raſt zugeſtellten Hohofen zu verſchmelzen. In beider Hinſicht ſind die Akten noch nicht völlig geſchloſſen, aber Hoffnungen günſtiger Reſultate für die Dauer gegeben, wenn ſich auch in erſterer Beziehung gezeigt hat, daß dieſe günſtigen Reſultate mit Oberharzer Bleierzen nie bei genauer Befolgung des engliſchen Prozeſſes, ſondern auf einem gewiſſen Mittelwege erreicht werden können.

1) Verſchmelzen geröſteter Bleierze im Flammofen. Dies zu verſuchen, trieb der Mangel an Holzkohlen, der hohe Preis der Koaks wegen der Entfernung und der Wunſch, die reichlich vorhandenen Aſtwaaſen von Fichtenholz benutzen zu können. Um nicht zu weitläuftig zu werden, ſetzen wir den engliſchen Prozeß, von welchem wir weiter unten im dritten Kapitel weitläuftig reden werden, hier als bekannt voraus. Man baute alſo zuerſt einen Flammofen genau nach engliſcher Konſtruktion; den Heerd bildete man, wie in England, aus Schlacken.

Weil jedoch die innere Form des mit Waaſen geheizten Ofens einiges Abweichende hat, ſo iſt derſelbe in den Figg. 3—7, Taf. 22, abgebildet; auch ſind dieſe Abbildungen zur richtigen Beurtheilung der demnächſt vorzulegenden Erfolge der Verſuche erforderlich. Fig. 3 iſt ein Grundriß in der Höhe der Durchſchnittslinie A B, Fig. 4 und 5; Fig. 4 iſt ein Aufriß von der Stichſeite; Fig. 5 ein Längendurchſchnitt nach der Linie C D, Fig. 3, 6 und 7; Fig. 6

---

*) Aus zwei Abhandlungen des Herrn Oberhütteninſpektors Bartels zu Klausthal in Karſtens Archiv, 2. Reihe, Bd. X., S. 91 ꝛc. und 131 ꝛc., im polyt. Centralbl. 1837, 1078 ꝛc.

Queranſicht hinter der Durchſchnittslinie EF, Fig. 3, 4 und 5; Fig. 7 endlich ein Breitendurchſchnitt nach GH, Fig. 3, 4 u. 5.

Eine ſpezielle Beſchreibung der Abbildungen iſt nicht erforderlich, weil aus dem Ganzen das richtige Bild des Ofens zu entnehmen iſt und auch weiter unten der engliſche Ofen genau beſchrieben werden wird. Bei den Figg. 3 und 5 muß jedoch bemerkt werden, daß die zwei punktirten Linien auf die Veränderungen des Ofens Bezug haben, welche demſelben ſpäterhin beim Betriebe der Schmelzverſuche gegeben ſind.

Die Linie a a zeigt die Schlußmauer des Flammofens an den beiden Füchſen oder die Geſtalt, welche demſelben nach treuer Kopie eines engliſchen Ofens beim erſten Aufbau gegeben wurde. — Durch die punktirte Linie bb wird die dem Ofen gegebene Abkürzung dargeſtellt, auch die veränderte Lage der Füchſe dargethan, wodurch ein anderer Flammenzug bewerkſtelligt werden ſollte.

Die punktirte Linie cc zeigt ferner die dem Ofen zuletzt gegebene Form und Abkürzung, wie ſelbige für den Oberharzer Betrieb am zweckmäßigſten und für die Feuerung mit Holz und Aſtwaaſen am erſparendſten gefunden iſt. Endlich wird durch zwei punktirte Linien xx an der Schlußwand des Ofens nach der Feuerbrücke eine Oeffnung von etwa 5 Quadratzoll Fläche bezeichnet, durch welche das Roſtgut vor der Feuerbrücke in ſolchen Fällen gekühlt werden kann, wenn die Arbeit zu hitzig geht und eine Verſchlackung der Erze zu fürchten iſt.

Im Uebrigen iſt außer einer vorgenommenen zweckmäßigen Veränderung in der Verankerung des Ofens, welche aus den Grundriſſen und Profilen näher zu erſehen iſt, zu bemerken, daß die von dem Ofen abgehenden Rauchkanäle nach dem Einhang eines ziemlich ſteilen Bergrückens in zwei Seitenbiegungen anſteigen und die Ausmündung der obern Eſſe gegen den Roſt des Windofens eine Höhe von 66⅔ Fuß beträgt.

Der innere Schmelzraum des Ofens, der Feuerraum, die Feuerbrücke und der Fuchs beſtehen aus feuerfeſten Steinen, welche aus gutem Pfeifenthon auf die bekannte Weiſe dargeſtellt ſind und es iſt durch ein ſorgfältiges Einſchleifen der Steine und durch ein eben ſo vorſichtiges Aufführen der innern Mauern jeder Fugenbildung beſtens entgegengearbeitet.

Man machte nun in dem gehörig angewärmten Ofen drei Verſuche, jeden mit 10 Ctr. Erz von Herzog Auguſt, wobei man genau nach dem über das engliſche Verfahren Bekannten verfuhr und Steinkohlen und Aſtwaaſen brannte. In allen Verſuchen bildeten ſich zwar anfangs Werke, aber ſehr bald trat auch Steinbildung ein, der Stein floß ebenfalls in den Sumpf, ſchwefelte die gewonnenen geringen Werke nieder, ſo daß man beim Abſtechen nur Unterſchwefelblei, Bleiſchlacke und ungeſchmolzenen Bleiglanz erhielt.

Digitized by Google

Man gab die Maſſe in den Ofen zurück, röſtete ſie nochmals und gab die zweite Schmelzhitze, wobei wieder daſſelbe erfolgte. In allen drei Verſuchen wurden gegen die Anlage 4,8 Prozent Werke ausgebracht. — Der Schlackenheerd mußte bereits ausgebeſſert werden. Man gab ihm größere Neigung nach dem Sumpf, um das Abfließen der Werke zu beſchleunigen und machte nun wieder drei Verſuche, in denen man die Röſtungsperiode, theils bei ſchwachem, theils bei ſtärkerem Feuer, verlängerte. Die Schmelzhitze gab dieſelben Reſultate: Schwefelung der gebildeten Werke durch den nachkommenden Stein; Ausbringen nur 9,6—10,0—3,0 Prozent gegen die Anlage. — Nun folgten mehrere Verſuche, in denen man ſcheinbar ein Ausbringen von 25—32 Prozent erreichte, weil man die gebildeten Werke bei der geringſten Anſammlung abſtach, um ſie dem Einfluſſe des Bleiſteins zu entziehen — ein Verfahren, welches ſich zu förmlicher Einführung keineswegs empfiehlt. — Inmittelſt war der Schlackenheerd weggebrannt und der Unterheerd ſtark angegriffen worden. Man verſah nun den Ofen mit einem neuen Heerde, verengte den Sumpf, um die Werke beſſer zuſammenzuhalten, damit ſie den Bleiſtein tragen könnten, verkürzte den Ofen und verſchob die Oeffnungen der Füchſe etwas, in der Abſicht, eine ſchnellere und ſtärkere Hitze zu erhalten, zugleich aber den rapiden Flammenzug von der Stelle vor der Feuerbrücke an der Arbeitsſeite etwas abzuleiten. Durch Verſuche im Kleinen ſuchte man ſich vom richtigen Grade des Röſtens zu überzeugen. Trotzdem und daß man auf die Feuerung alle Sorgfalt wendete, andere Erze zuzog, ja ſelbſt Eiſengranalien zuſchlug, gaben die folgenden Verſuche keine beſſern Reſultate. — Man glaubte nun den Fehler darin zu finden; daß man die Temperatur nicht ſchnell und hoch genug ſteigen ließ. Man erhöhte alſo die Eſſe des Flammofens, gab dem Ofen die frühere Größe wieder und verſah ihn mit einem neuen Heerde von zerpochtem Thonſchiefer. Nun wurde zwar eine ſchnellere und bedeutendere Werkebildung beobachtet, aber der nachkommende Stein verdarb Alles wieder. Aufſtreuen von Kalk auf die Werke im Sumpf, Umgeben des Sumpfs mit einem Kalkdamm, um die Bleitropfen durchfließen zu laſſen, half nichts.

Die Verſuche wurden nun einſtweilen aufgegeben, aber auf Zuziehung eines engliſchen Hüttenoffizianten und Arbeiters angetragen. Dieſer erſchien, fand die Erze von Herzog Auguſt gut, billigte den Flammofen, deſſen innern Schmelzraum er ein wenig veränderte und wieder mit einem Schlackenheerde verſah. Das Röſten wurde beim erſten Verſuche ganz wie früher ausgeführt, aber die Erze beim Wenden alle Mal translocirt, ſo daß die an der Feuerbrücke gelegenen nach der Arbeitsthür zu gezogen wurden; man verlängerte aber die Röſtung bis zur angehenden Verſchlackung, welche die Maſſe muſig machte, was man durch eingerührten Schwerſpath

und Steinkohlenklein nicht ganz heben konnte. Man ſteigerte die Temperatur und wendete noch immer in kurzen Zeiträumen, bis nach $2\frac{3}{4}$ Stunden Alles in den Sumpf geſchmolzen war; die leichtflüſſige Maſſe wurde mit Steinkohlenklein angeſteift, wieder abgeröſtet und eingeſchmolzen. Der Abſtich lieferte nur eine bleiſteinartige Maſſe und Bleiſchlacke, keine Werke. —

Man glaubte der Neigung der bleireichen Herzog Auguſter Erze durch einen Zuſatz ärmerer, kalkhaltiger Erze abzuhelfen. Aber kein anderer Erfolg. —

In einem dritten Verſuche begann man mit ſtarker Hitze, um das vorhandene Schwefelantimon, welches man nun als Urſache der ſchnellen Verſchlackung anſah, zu verflüchtigen. Dieſes erreichte man zwar, aber das Ganze hatte ſich dermaaſen verſchlackt, daß es abgeſtochen werden mußte. — Ein vierter Verſuch auf Thonſchieferheerd ſcheiterte ebenfalls. —

Die Verſuche im Kleinen hatten gezeigt, daß kohlenſaurer Kalk in gewiſſem Grade die Verſchlackung während des Röſtens verzögere. Man begann daher das Röſten bei dunkel-kirſchrother Glühhitze, wendete und translocirte, bis die Erze fettig wurden und rührte dann auf 12 Ctr. Erz 1 Ctr. feingepochten gebrannten kohlenſauren Kalk ein; hiernach ſetzte man die Arbeit wie früher fort. Nach drei Stunden trat Werkebildung ein, verlor ſich bei abnehmender Temperatur und trat bei neuer Steigerung wieder hervor. Man fuhr alſo fort, bei hoher Temperatur die Werkebildung zu verfolgen, als ſie nachließ, zu wenden, darauf wieder die Hitze zu ſteigern, endlich den Reſt in den Sumpf zu ſchmelzen. Das Ausbringen war 77,5 Prozent.

Der Kalk ſcheint alſo theils mechaniſch das Muſigwerden zu verhindern, theils chemiſch das ſchwefelſaure Blei zu zerſetzen, ſo daß das freigewordene Bleioxyd auf das Schwefelblei wirken kann. So gut ſich nun auf dieſe Art die Herzog Auguſter Erze anließen, ſo wenig war es möglich, mit Erzen von Dorothea, Bergmannstroſt, Eleonore, König Wilhelm und Bergwerkswohlfahrt gleiche Reſultate zu erlangen, da dieſelben ſchon bei ſchwacher Röſtung in einen ſolchen verſchlackbaren Zuſtand verfallen, aus dem ſie nicht wieder herzuſtellen ſind.

Hiermit wurden die Verſuche geſchloſſen und erſt zwei Jahre ſpäter, im Jahr 1835, wieder aufgenommen. Inmittelſt ſuchte man ſich durch Analyſen vom Grunde der beobachteten Erſcheinungen zu unterrichten. Man fand in:

| | Von Grube Dorothea. | | | Von Herzog Auguſt. | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Blei-glanz. | Setzſieb-gräupeln. | desgl. ausgeſucht. | Setzſieb-ſtuff. | desglei-chen. | desgl. ausgeſ. |
| Schwefelblei | 77,3333 | 77,660 | 94,47 | 89,2537 | 81,020 | 96,138 |
| Schwefelkupfer | 0,5937 | 2,072 | 0,35 | 0,8125 | 1,770 | 0,150 |
| Schwefeleiſen | 0,6666 | 2,001 | 0,47 | 1,0750 | 2,408 | 0,303 |
| Schwefelſilber | 0,1205 | 0,110 | 0,126 | 0,1328 | 0,092 | 0,090 |
| Schwefelantimon | 0,1406 | 2,434 | 1,87 | 0,3281 | 4,357 | 1,995 |
| Schwefelzink | 1,3333 | — | — | 0,5000 | — | — |
| Kohlenſaurer Kalk (und Talk) | 2,0103 | 2,700 | 0,012 | 0,5160 | 4,240 | 0,014 |
| Thonerdehydrat | 5,1250 | 0,360 | Spur | 1,2500 | 0,340 | — |
| Kieſelerde | 12,3750 | 11,500 | 1,214 | 6,3281 | 2,980 | 0,530 |
| | 99,6985 | 98,837 | 98,512 | 100,1962 | 97,207 | 99,220 |

Hiernach dürfte alſo der Gehalt an Kieſelerde und Thonerde im Allgemeinen der Grund ſeyn, warum ſich die Oberharzer Erze nicht nach engliſcher Art bearbeiten laſſen, die bedeutende Höhe dieſes Gehalts aber insbeſondere der Grund, warum die Dorotheer Erze ſo plötzlich erſtarren und nicht ein Mal bei Kalkzuſatz ſich im Flammofen behandeln laſſen.

Im Jahr 1835 wurden nun neue Verſuche nach der neu aufgefundenen Methode unternommen, wobei der Ofen nur die einzige Veränderung (gegen die ihm zuletzt gegebene Geſtalt) erhielt, daß man dicht vor der Feuerbrücke eine Oeffnung durch die Rauchmauer machte, um durch einen Luftzug die Erze vor der Feuerbrücke etwas kühler zu erhalten. Der erſte Verſuch mißlang, weil ſich ein Theil des Heerdes abhob; die folgenden aber gelangen immer beſſer, je mehr man mit der Arbeit vertraut wurde und bald wurde ein ſechs Tage anhaltender Betrieb angeordnet. In der ſechſten Woche ſtieg das Ausbringen auf 87 Prozent. In 5½ Woche wurden 1146 Ctr. Erz von Herzog Auguſt, Eleonore, alter Segen, Silberſegen und Roſenhof verſchmolzen, welche 729 Ctr. 30 Pfd. Schwarzblei enthielten; ausgebracht wurde 579 Ctr. 94 Pfd. Werke (alſo 79½ Proz.), 361 Ctr. Bleiſchlacke und Rückſtände, 38 Ctr. Heerd. Die weitere Verarbeitung der Rückſtände über dem Krummofen lieferte noch 108 Ctr. 88 Pfd. Werke, wodurch das Ausbringen auf 94,44 Proz. ſteigt; demnach Bleiverluſt 5,56 Prozent, Materialverbrauch auf 100 Ctr. Erz: 21 Schock 4 Stück fichtene Aſtwaaſen, 6,64 Malter fichtenes Röſtholz, 5 C' rohe Steinkohlen, 15,16 Himt kohlenſ. Kalk. — Das Ausbringen könnte höher ſeyn, auch ſind, wenn man viel ausbringen will, zu Bearbeitung von 20 Ctr. Erz neun bis zehn Stunden erforderlich, im Uebrigen iſt der Verſuch als gün-

ſtig zu betrachten. — Man machte nun noch einige Verſuche mit Dorotheer und Margarether Erz, welche deutlich zeigen, daß der Grund des Mißlingens früherer Verſuche in der Kieſelerde lag. Man ſuchte nämlich die erſten Erze mechaniſch mit größter Genauigkeit von allen Quarztheilchen zu befreien. Dies gelang jedoch nur zum Theil, da ein feiner Kieſelerdeüberzug an den Ablöſungsflächen des Bleiglanzes hängen blieb, der doch 4,05 Proz. betrug. In dieſem Zuſtande war es zwar nicht möglich, das Erz ſtreng nach engliſcher Methode zu verarbeiten, aber ſehr gut nach der neuen mit Kalk. Die Margarether Erze enthalten 4,68 Proz. Kieſelerde, 5,23 Proz. Thonerde und 6,78 Proz. Kalk; ſie ließen ſich nach der neuen Methode verhütten, brauchen aber weniger Kalk, da ſie ſchon ſolchen enthalten. — Für die neue Methode ſind alſo nur ſolche Erze paſſend, welche Kalk, möglichſt wenig Kieſel- und Thonerde und wenig andere Schwefelmetalle enthalten. Bei der Aufbereitung iſt ein möglichſt gleiches Korn von Erbſengröße für den Erfolg wichtig. Auf das Silberausbringen wirkt der Proceß nicht nachtheilig. Sehr vortheilhaft iſt die Möglichkeit der Verwendung fichtener Aſtwaaſen. Dagegen wird etwas Zeit, wird Kupfer verloren und das weitere Verſchmelzen der ſehr kalkreichen Rückſtände macht Schwierigkeiten, da die Schlacken ſehr reich an Blei befunden wurden.

2) **Verſchmelzen der Bleierze in einem mit der Raſt zugeſtellten Hohofen.** — Bei dem bisherigen Verſchmelzen der Bleierze in Schachtöfen, über und vor der Naſe, wurde nur das An- und Ablaufen der Naſe in der Regel als Anhalten für die Satzführung benutzt und vom Satz abgebrochen oder zugelegt, ohne Rückſicht, ob die Erſcheinung vielleicht einen andern Grund habe; es kommt daher nicht ſelten vor, daß der Erzſatz an der Seite niedergeht, ohne den eigentlichen Schmelzpunkt zu berühren. Die Nachtheile davon ſind klar. Bei Anwendung heißer Gebläſeluft kann aber das Naſenſchmelzen gar nicht beibehalten werden, ſchon darum, weil dann, ſelbſt bei Anwendung von Waſſerformen, ſich eine Naſe im Ofen gar nicht halten würde. — Es wurde alſo Verſuchs halber einer der 20′ hohen, an der Gicht 2′ 3″, an der weiteſten Stelle 4′ weiten Schmelzöfen mit einem dieſen Dimenſionen entſprechenden Geſtell aus buntem Sandſtein verſehen: Bodenſtein 10″ ſtark, unter dem Bette deſſelben ein Hauptkreuzabzucht; Formen 18″ vom Boden, die eine 5″ nach vorn, die andere 5″ nach hinten von der Mitte abweichend: Höhe des Geſtells bis zur Raſt 4′, Weite unten 1′ 6″ auf 1′ 9″, oben 2′ 6″ auf 2′ 4″; Anſteigen der Raſt 45°; Länge des Heerds 5′, Vorheerd mit ſchwerem Geſtübbe geſchloſſen, in dem auch der Stich war; Tümpel von Schmiedeeiſen; Düſenweite 1¼″; Gebläſe vier pyramidale hölzerne

Bälge mit Windſammelkaſten; in der Minute 340—450 C' Luft mit 8—9 Loth Queckſilberdruck pro Quadratzoll. Beſchickung pro Schicht: 34 Ctr. gemengter Schliech, 6 Ctr. Heerd, 2 Ctr. Abſtrich, 4 Ctr. Granalien, 36 Ctr. Bleiſchlacke; Alles klein gepocht; 10 C' fichtene Kohlen und 1 C' (112 Pfd.) Beſchickung pro Gicht. Man wärmte erſt an, füllte dann den Ofen mit Kohlen und fing, als die Flamme oben durchſchlug, mit dem Aufgeben an; erſt wurde die Kohlengicht ausgebreitet, dann ein Bett geſchlagen und die Beſchickung darauf vertheilt. Erſt als an den beiden Formen ein Niedertröpfeln bemerkt wurde, hängte man das Gebläſe ein, deſſen Wirkung man nach und nach ſteigerte. Das Schmelzen ging ſehr gut, die Formen blieben hell, das Metall fiel tropfenweiſe von den Formen nieder, trat ſchon nach acht Stunden in den Vorheerd und konnte nach zehn Stunden abgeſtochen werden. Bald aber verurſachte das Wegbrennen der gußeiſernen, ſpäter ſchmiedeeiſernen Formen ſo häufige Unterbrechungen, daß Stockungen eintraten und endlich mußte nach zehn Tagen der Ofen niedergeblaſen werden, weil die Geſtellſteine über den Formen zu glühen anfingen. Man ſetzte in 374 Gichten 89684 Pfd. Beſchickung mit 20944 Pfd. Kohlen durch und erhielt 234 Ctr. Werkblei und 145 Ctr. Bleiſtein. Die Werke waren ſehr rein, der Bleiſtein hielt nur 4 Pfd. Blei mit ½—¾ Loth Silber, die Schlacken höchſtens 2 Pfd. Blei, Reſultate, welche beim Naſenſchmelzen nie erreicht wurden und von der großen Regelmäßigkeit des Schmelzens abhängen.

Beachtenswerth iſt, daß der Silbergehalt des Bleiſteins nicht in gleichem Verhältniß abnimmt, wie der Bleigehalt. Die Kohlenſumtion war gegen das Naſenſchmelzen vermehrt. —

Man machte nun einen zweiten Verſuch, baute aber dazu das Geſtell aus künſtlicher Maſſe von Thonſchiefer und Kohle und verſah es nur mit einer Form; die Düſe machte man 2,4 Quadratzoll im Querſchnitt groß. Alles Uebrige blieb ſich gleich, nur wurden ſandſteinerne Formen gebraucht. Indeſſen mußte doch faſt alle vierundzwanzig Stunden eine neue Form eingeſetzt werden; in den letzten Tagen ſchob man ſtatt kleiner Formen ganze Formſteine von 1 C' und darüber vor. In zweiundzwanzig Tagen wurden bei dieſem Verſuche verſchmolzen 2465½ Ctr. Beſchickung (1102 Ctr. Schliech, 174 Ctr. Heerd, 61 Ctr. Abſtrich, 84½ Ctr. Eiſengranalien, 955 Ctr. Steinſchlacke) mit 76608 Pfd. Kohlen; es erfolgten 620 Ctr. Werkblei, 408 Ctr. Bleiſtein. Werke und Stein waren ſo ziemlich von der früheren Beſchaffenheit. Durch Verminderung des Eiſenzuſatzes hatte man geſucht, den Bleigehalt des Steins zu erhöhen und dadurch deſſen Silbergehalt mehr zu decken, jedoch ohne Erfolg. Die Schlacken zeigten noch geringern

Gehalt. Durch Einſetzung einer Düſe von 5,141 Quadratzoll Querſchnitt wurde die Produktion des Ofens ſofort vermehrt und der Bleigehalt der Schlacken verringert. Die Kohlenkonſumtion war noch bedeutender als im erſten Verſuche. Nach dem Ausblaſen zeigte ſich auch hier, wie beim erſten Verſuche, daß die Formſeite des Geſtells ſehr angegriffen war, die andre nicht. Viel Werke waren in die Sohle gegangen, aber in der Hauptquerabzucht ſtehen geblieben (35 Ctr.). Der gewonnene Bleiſtein wurde auf einem Krummofen durchgeſtochen, dabei Werke und Kupferſtein erhalten.

Digitized by Google

## Drittes Kapitel.

### Zugutemachung der ſilberhaltigen Bleierze zur Friedrichshütte bei Tarnowitz in Oberſchleſien*).

Als Beiſpiel eines vortrefflich geleiteten Bleiſchmelzprozeſſes in Krumm- und Halbhohöfen führen wir das auf der Friedrichshütte bei Tarnowitz gebräuchliche Verfahren an, auf welcher die Bleiglanze der Friedrichsgrube, die im Jura-Dolomit brechen, verſchmolzen werden. Man theilt ſie ein in Erze (Stuff-, Waſch-, Graupenerz), welche zwiſchen 5 und 10% Bergart enthalten und in Schlieche und zwar Grabenſchlieche, welche zwiſchen 45 und 50% Blei enthalten und in Heerdſchlieche, die nur 35 bis 40% Blei führen. Die unhaltige Bergart iſt größten Theils Kalk und etwas Brauneiſenſtein.

a) Die zum Ausſchmelzen der Erze angewendeten Krummöſen haben 4½ Fuß Höhe, 18 Zoll Breite, 3 Fuß Tieſe; die Form liegt 15 Zoll über der Sohle des Oſens; dieſelben haben eine ganz ähnliche Einrichtung, wie die im folgenden Kapitel beſchriebenen und abgebildeten und zum Durchſetzen der Schlacken in Cumberland angewendeten.

---

*) Von dem ältern Verfahren auf der Friedrichshütte wurde im 3. Bde., S. 365 ꝛc. geredet; die hier mitgetheilte Beſchreibung des jetzigen Verfahrens iſt aus Schubarths Elementen der techniſchen Chemie, 2. Aufl. (Berlin 1835), I. Bandes 2. Abthlng., S. 181 ꝛc., entlehnt. — Außerdem findet man noch wichtige Nachrichten über den Tarnowitzer Bleihüttenprozeß vom Hrn. G. R. Karſten zu Berlin in ſeinem Archiv, 1. Reihe, Bd. 6, Seite 170 ꝛc. Vom Hrn. Amalgamirprobirer Hamann zu Freiberg in Erdmanns Journal für techn. Chemie, 1. Reihe, Bd. 15, S. 120 ꝛc. 237 ꝛc. 392 ꝛc.

Iſt der Ofen mit Steinkohlen gehörig abgewärmt, ſo wird folgende Schmelzpoſt binnen 16—17 Stunden, bei 48—50 Kubikfuß Koaks und 300 Kubikf. Luft in der Minute durchgeſchmolzen: 100 Ctr. Erz, 36 Ctr. arme Bleiſchlacken vom vorigen Schmelzen, 12 Ctr. Eiſengranalien, 12 Ctr. Eiſenfriſchſchlacken, zuſammen 160 Kubikf. Man gewinnt hiervon durchſchnittlich: 66 Ctr. Werkblei, aus den reinſten Erzen 67—68,3, welches im Centner ¾ bis 2½ Loth Silber enthält; 24—25 Ctr. Bleiſtein, welcher 7—8%; 27—28 Ctr. unreine Schlacken, die ½—3% und 4—5 Ctr. Ofengekrätz (Schnur, Ofenbruch, Patzen), welches 6—20% Bleiglanz enthält. Aus ſämmtlichen Abgängen und dem Stein reſultiren noch 1½ Ctr. Werkblei; es beträgt alſo die Geſammtproduktion von reinſten Erzen 68,5—69,8%, der Geſammtverluſt an Bleiglanz 12% vom Bleigehalt der Erze. Die armen Schlacken werden theils zu den folgenden Schmelzen aufbewahrt, theils über die Halde geſtürzt, die unreinen bleihaltigen Schlacken und das Gekrätz aber für ſich durchgeſtochen. Iſt der Silbergehalt des Bleies unter 1¼ Loth, ſo wird es in große Mulden gegoſſen und als Kaufblei in den Handel gebracht, im entgegengeſetzten Fall als Werkblei zum Treiben beſtimmt.

b) Zum Schliechſchmelzen werden, ſo wie zum Abgängeſchmelzen, Hohöfen angewendet, denen man früher 20, jetzt aber nur 16½ Fuß Höhe gibt. Ein ſolcher Ofen iſt auf Taf. 23 dargeſtellt. Die Schmelzpoſt wird aus 100 Ctr. Schliech, 32 Ctr. Bleiſtein vom Erzſchmelzen, 12—15 Ctr. Ofengekrätz, 10 Ctr. Eiſengranalien, 24 Ctr. Eiſenfriſchſchlacken, 100—120 Ctr. Bleiſchlacken vom vorigen Schliechſchmelzen zuſammengeſetzt, der Ofen in ſtarke Glut verſetzt und das Naſen befördert. In 40 Stunden iſt jene Schmelzpoſt, bei einem Aufwand von 150—155 Kubikfuß Koaks, durchgeſchmolzen; das Produkt beſteht durchſchnittlich in 40 Ctr. Werkblei bei Graben- und 30 Ctr. bei Heerdſchliechen, mit 2—3 Loth Silber im Centner, aus Stein, welcher auf die Halde geſtürzt, Gekrätz, welches bei einer folgenden Schmelzpoſt zugeſetzt wird. Das Werkblei wird in kleine eiſerne Formen gegoſſen und in Blöcken von ⅜—½ Ctr. Gewicht zum Treibheerd gebracht. Außerdem findet noch ein beſonderes Durchſetzen von Gekrätz, Schlacken, Stein vom Erz ſtatt, das Abgängeſchmelzen, wozu auch Eiſen und Friſchſchlacken verbraucht werden, wobei über dem Hohofen in funfzehn Stunden aus 100 Ctr. 3½—4 Ctr. Werkblei mit 1½—2 Loth Silber im Ctr., bei einem Verbrauch von 34—36 Kubikfuß Koaks, erhalten werden. Man ſetzt 10% Heerdſchlieche beim Abgängeſchmelzen zu.

Der bei dieſen Operationen fallende Stein enthält hauptſächlich Schwefeleiſen, welchem etwas Schwefelblei beigemiſcht iſt. Das zugeſetzte metalliſche und oxydulirte Eiſen iſt nämlich hinlänglich,

um ſich mit dem Schwefel zu einem niedern Schwefeleiſen zu verbinden, während ſich der Bleigehalt abſcheidet; mehr Eiſen, als erfahrungsmäßig erforderlich, würde den Schmelzproceß, wegen eintretender ſchwerern Schmelzung, erſchweren.

Fig. 1, Taf. 23, ſtellt den zum Erzſchmelzen auf der Friedrichshütte gebräuchlichen Krummofen im ſenkrechten Durchſchnitt dar. Es iſt die Einrichtung getroffen, daß der Ofen ſehr leicht in einen Hohofen umgewandelt werden kann, weil das Erzſchmelzen nur etwa drei Monate dauert, ſodann wird er als Hohofen gebraucht. Dieſelben Buchſtaben bezeichnen mit dem Folgenden gleiche Gegenſtände.

Fig. 2—8 ſtellen den zum Schliechſchmelzen daſelbſt gebräuchlichen Hohofen dar. Fig. 2 ſenkrechter Durchſchnitt nach der punktirten Linie **AB**, Fig. 4, Fig. 3 ein ähnlicher nach der Linie **CD** derſelben Figur. Gleiche Buchſtaben bezeichnen in ſämmtlichen vier Figuren gleiche Theile. **a a** das Schachtfutter aus Ziegelſteinen, **b** die Aufſetzmauer, **c** die Thür, durch welche man zur Gicht **d** gelangt, **e e** mit eiſernen Thüren verſchloſſene Oeffnungen, um zu den Fluggeſtübbekammern gelangen zu können; **f** die Form, **g** Geſtübbeſohle, **h** Sandlage, **i** Vorheerd, **k** Stichheerd, **l** Eiſenplatten, durch welche der Vorheerd zuſammengehalten wird. Fig. 4 Grundriß des Schachts nach der punktirten Linie **EF** in Fig. 3; Fig. 5, Grundriß in der Höhe der Form.

Sehr zweckmäßig iſt auch der Betrieb der Treibarbeit auf Mergelheerden auf der Friedrichshütte. Der Treibheerd iſt in Fig. 6 und 7, Taf. 23, dargeſtellt; auf denſelben bedeuten: **a** die Schlackenſohle, **b** der Ziegelheerd, **c** die Maſſe des eigentlichen Heerds aus ſieben Theilen Dolomit und einem Theil feuerfeſten Thon dem Volum nach gemengt, **d** der Roſt des Windofens, **e** die Feuerbrücke, **f** die Haube, aus ſtarkem Sturzblech und eiſernen Stäben konſtruirt, auf der innern Seite mit einem gegen den Abbrand ſchützenden Beſchlag verſehen, **g** das Schürloch, **h** der Aſchenfall, **i** Abzüchte, **k** der Fuchs, welcher durch Zungen in mehrere Kanäle getheilt iſt, **l** der Schornſtein, **m** ein Schieber zum Reguliren des Zugs, **n** eine Klappe, um beim Auskühlen des Ofens Luft von Außen hinabzulaſſen und den Fuchs räumen zu können. **o** die Form (Kanne) aus Kupfer, welche mittelſt eines eiſernen Keils mehr oder minder nach dem Heerd geneigt werden kann, **p** der Schnepper, ein rundes Blech, welches vor das Auge der Form gehängt iſt, um den Luftſtrom zu brechen, den Wind zu zertheilen; **q** das Glättloch.

Die Anfertigung des Heerds geſchieht alſo: über die Schlackenſohle wird ein Ziegelheerd aus Mauerſteinen aufgeführt, über welchen die Maſſe aufgetragen wird, welche den eigentlichen Treibheerd bilden ſoll. Hierzu wendete man bisher nur allein geſiebte ausgelaugte

Holzaſche und gelöſchten Kalk oder Thon an, welche angefeuchtet aufgetragen, feſtgeklopft und mit ausgelaugter Aſche einige Zoll ſtark belegt und dieſelbe feſtgeſchlagen wurde. Darauf wird der Heerd ausgeglichen, mit Leinwandbauſchen glatt gerieben und in der Mitte die Spur ausgeſchnitten, ein vertiefter Keſſel, in welchem gegen das Ende des Treibens das Silber ſtehen ſoll und zwar richtet ſich dieſelbe nach der zu gewärtigenden Menge des Silbers; endlich die Glättgaſſe eingeſchnitten, durch welche die geſchmolzene Glätte abfließen kann. Es iſt eine Hauptſache bei der Wahl des zur Anfertigung des Treibheerds beſtimmten Materials, daß es gehörig porös ſey und von geſchmolzenem Bleioxyd nicht angegriffen werde, es muß wohl Glätte verſchlucken, aber nicht mit derſelben zuſammenſchmelzen. Man hat bereits 1813 durch genaue Verſuche auf der Friedrichshütte ermittelt, daß Heerde aus Kalkmergel geſtoßen vortheilhafter ſind, als Aſchenheerde; es war die Quantität an Kauf- und Friſchglätte weit beträchtlicher, der Silberblick reicher, es wurde weniger Glätte vom Heerd aufgenommen, alſo weniger bleihaltiger Heerd zum Durchſetzen auf die Oefen geliefert ꝛc. Man fertigt dieſen Heerd, in Ermangelung eines natürlichen dazu geeigneten Mergels, aus gepochtem thonigen Kalkſtein und ſchwach gebranntem Thon, in dem Verhältniß von 27 : 5, mengt beide genau und feuchtet ſie ein wenig an, worauf ſie, wie gewöhnlich, aufgeſtoßen werden; die Anfertigung koſtet aber gegen einen Aſchenheerd mehr Zeit. Iſt ein Treiben beendet, ſo wird ein Theil der im Ofen verbliebenen Mergelaſche mit neuer gemengt und wieder als Grund aufgetragen, ein anderer als Ueberzug der untern Schicht aufgeſtoßen.

Es werden 150—160 Ctr. (ſehr reines) Werkblei auf ein Mal aufgeſetzt und bis auf 10—14 Ctr. vertrieben, was man **Armtreiben** nennt, worauf koncentrirte Werke abgeſtochen und dieſe, wenn 12—15 Armtreiben erfolgt ſind, geſammelt und zu einem **Reichtreiben** verwendet werden, wobei $14\frac{1}{2}$—$15\frac{1}{2}$ löthiges Blickſilber erfolgt. Dieſe Trennung iſt wegen der armen Werke nöthig, um möglichſt wenig an Silber und Blei zu verlieren. Binnen ſechs Stunden ſind die Werke eingeſchmolzen, der Abſtrich binnen einer Stunde gezogen; nach zwei Stunden bei ſtarkem Feuer werden die Gebläſe angehangen und das Treiben nimmt bei mäßigem Feuer ſeinen Anfang, welches 86 Stunden bei 160 Ctr. Werkblei dauert, beim Reichtreiben 40—44 Stunden; dieſe Zeit iſt gegen das Treiben auf Aſchenheerden um etwa ſechzehn Stunden länger, wobei aber auch über 14 g Glätte mehr, als auf jenen, erhalten werden, mehr Silber erfolgt und weniger Zwiſchenprodukte. Von 1348 Ctr. Werkblei erfolgten: 548 Ctr. Kaufglätte, 624 Ctr. Friſchglätte, $179\frac{1}{2}$ Ctr. Heerd, 129 Ctr. bleiiſche Nebenprodukte, 104 Mark 15 Loth Feinſilber nach dem Feinbrennen, während früher auf dem

Aſchenheerd nur 88 Mark 6½ Loth Silber erfolgten. Um 100 Ctr. Werke zu treiben, ſind 48—45 Kubikfuß Steinkohlen (Sinterkohlen) erforderlich. Man berechnet den Bleiverluſt auf 4,75%.

Auf den Hütten bei Müſen und Littfeld werden 120 Ctr. (ſehr unreine) Werke auf einen Mergelheerd aufgeſetzt; der erſte Abſtrich, welcher Kupfer, etwas Blei, fremde Metalle, 3—5 Loth Silber enthält, wird zu 4 Ctr. bei der Steinarbeit mit aufgeſetzt. Nach dem Abziehen des erſten Abſtrichs wird das Gebläſe angehangen und es erfolgt der zweite Abſtrich, gegen 14—15 Ctr., mit ½—¾ Loth Silber; die Abſcheidung deſſelben erfordert mehr Zeit, als die der Glätte, weil die Werke viel fremde Metalle enthalten. An Friſchglätte erfolgen gegen 80 Ctr., welche höchſtens ¼ Loth Silber enthält; an Kaufglätte 10—12 Ctr. mit einer Spur Silber. Der Heerd beträgt 19—20 Ctr. mit 50—60% Blei- und ½ Loth Silbergehalt. — Auf der Saigerhütte bei Hettſtädt im Mannsfeld wird das durch Saigern aus dem Mannsfelder ſilberhaltigen Schwarzkupfer erhaltene (kupferhaltige) Werkblei auf Mergelheerden vertrieben. Zu Neuſtadt a. d. D. war das Verhältniß der Glätte zum Heerd beim Armtreiben 100 : 7,35, welches durch eine zweckmäßige Form des Heerds bewirkt wurde; der Bleiverluſt wurde zu 3,75% berechnet.

Das *Feinbrennen* des Blickſilbers geſchieht auf der Friedrichshütte in dem in Fig. 8 und 9, Taf. 23, dargeſtellten Flammofen, indem in einem ſolchen das Verfahren am zweckmäßigſten iſt. a Heitzöffnung, b Roſt, c Einſetzthür für das Silber, d beweglicher Teſt, welcher auf einem Paar eiſerner Stäbe e e ruht, die in das Mauerwerk eingelaſſen ſind. Sie liegen tiefer als erforderlich iſt, um den Teſt in die Horizontalebene zu bringen, die er beim Betrieb einnehmen ſoll; er wird durch untergeſchobene Keile oder Steine f f in die rechte Lage gebracht. g der Fuchs, welcher nach einer 18 Fuß hohen Eſſe führt. Zum Feinbrennen von 100 Mark Blickſilber von 15½ Loth Feingehalt ſind 3 Kubikfuß Steinkohlen erforderlich.

Am Schluß dieſes Kapitels theilen wir noch des Herrn Hütteninſpektors *Mentzel* auf der Friedrichhütte *Beobachtungen über das Schmelzen der Bleierze mit rohen Steinkohlen* (aus *Karſtens* Archiv, 2. Reihe, Band VIII., S. 103 ꝛc.) mit.

Bei ſämmtlichen Bleihüttenproceſſen, welche früher auf der Friedrichshütte bei Koaks ausgeführt wurden, ſind ſeit dem Jahr 1833 rohe Steinkohlen in Anwendung gebracht worden. Die Verſuche wurden zunächſt durch den Wunſch herbeigeführt, die dortigen Hohofenarbeiten auf einen höhern Grad der Vollkommenheit zu bringen, wozu die Einführung der Steinkohlen, ſtatt der zu dieſen Arbeiten bisher benutzten Koaks, das beſte Mittel zu ſeyn ſchien.

Frühere Verſuche gaben einen ſo ungünſtigen Erfolg, daß man ſie als völlig mißlungen betrachten konnte, jedoch wahrſcheinlich nur in Folge der Unzulänglichkeit der damaligen Betriebsvorrichtungen und man durfte daher hoffen, jetzt beſſere Reſultate zu erhalten. Die Wiederholung dieſer Verſuche beſtätigte die Richtigkeit dieſer Vermuthung vollkommen, indem der Erfolg die Erwartungen zum Theil weit übertraf. Die Schachtofenarbeiten mit Anwendung roher Steinkohlen ſind daher jetzt ganz eingeführt.

Die Brennmaterialien, deren man ſich bisher auf der Friedrichshütte bediente, ſind folgende:

1) Stückkohlen erſter Klaſſe von der Königsgrube; die beſten, welche dieſe Grube liefert und im Allgemeinen eine Sinterkohle. Sie beſteht aus einer feſten, der Grobkohle ſich nähernden Schieferkohle. Sie zeichnet ſich durch geringen Bitumen- und Aſchengehalt, dagegen einen ſehr bedeutenden, bis auf 60 Prozent ſteigenden Gehalt an Kohlenſtoff aus, verbrennt im Flammofen raſch, mit langer Flamme und entwickelt einen hohen Hitzgrad. — Dieſe letztern Eigenſchaften geben ihr für das Silberabtreiben und für das Feinbrennen des Blickſilbers einen beſondern Werth. Auch wendet man dieſe Kohlen im rohen Zuſtande zum Friſchen des Heerdes und der Glätte über dem Krummofen an und zwar ſchon ſeit dem Jahr 1791. Daß ſie hierbei ſo früh Eingang fand, erklärt ſich aus der Leichtigkeit, mit welcher ſich das Blei aus dem Heerd und der Glätte reduciren läßt. Der dazu erforderliche geringe Hitzgrad konnte auch mit dem ehemals hier vorhandenen Balgengebläſe ohne Schwierigkeit erzeugt werden. In neuern Zeiten iſt dieſe Arbeit ſehr verbeſſert worden, wie daraus zu entnehmen, daß gegenwärtig aus 100 Ctrn. Friſchglätte bei einem Stückkohlenverbrauch von 5½ Tonnen*) 90 Ctr. Blei und aus 100 Ctrn. Heerd bei 13 Tonnen Stückkohlen 62—64 Ctr. Blei vom erſten Durchſtechen erfolgen.

2) Meilerkoaks. — Sie werden durch Verkohlung der Königsgrubner Kohlen erſter Klaſſe in offnen flachen Meilern dargeſtellt. Bei dem geringen Bitumengehalt dieſer Steinkohlen erleiden ſie durch das Verkohlen nur einen Gewichtsverluſt von höchſtens 40 Prozent und dehnen ſich wenig aus.

Dieſe Koaks wurden ausſchließlich beim Verſchmelzen der Erze über dem Krummofen angewendet, wobei ſie vortreffliche Dienſte leiſteten, indem einerſeits die Erze, ihres bedeutenden ſpeciſiſchen Gewichts und großen Volumens wegen, nicht ſo leicht aus der Gicht geworfen werden und daher ein ſtarkes Gebläſe vertragen, anderſeits aber, bei der geringen Höhe des Krummofens, ein Verſtopfen deſſelben, durch zu dichtes Zuſammenliegen der Koaks, nicht zu befürchten war.

*) 1 Tonne = 7½ Kubikfuß Preuß.

3) **Backkoaks** gewinnt man durch Verkohlung der kleinen Kohlen (Staubkohlen) von der Königin Louiſengrube zu Sabrze in backofenartigen Verkohlungsöfen.

Man benutzte die Backkoaks bisher hauptſächlich zu allen Schmelzarbeiten, welche über dem Hohofen ausgeführt werden, nämlich: a) zum Schliechſchmelzen, b) zum Verſchmelzen der Abgänge und c) zum Durchſtechen der von den Friſcharbeiten gefallenen, noch bleihaltigen Schlacken.

Die bei der Friſcharbeit eingeführte Verbeſſerung beſtand übrigens nur allein darin, daß die zum Friſchen beſtimmten Steinkohlen, vor Beginn der Arbeit, ſorgfältig in kleine Würfel von möglichſt gleichmäßigem Format zerſchlagen wurden. Früher wurden die Steinkohlen in der Größe, wie ſie von der Grube abgeliefert werden, vor den Friſchofen gelaufen und erſt von den Friſcharbeitern ſelbſt zerſchlagen. Letzteres geſchah jedoch nicht immer mit der nöthigen Sorgfalt, weil die Arbeiter, durch den ſchnellen Gang des Ofens zu ſehr in Anſpruch genommen, dieſer Nebenarbeit nicht gehörige Aufmerkſamkeit widmen konnten. Ungleiche, oft ſchlechte Reſultate waren die Folge dieſer Einrichtung und machten es nöthig, dieſelbe in der oben angegebenen Art abzuändern, wodurch ein überraſchend guter Erfolg herbeigeführt wurde, der beſonders beim Heerdfriſchen hervortrat, indem, ohne Erhöhung des gewöhnlichen Kohlenverbrauchs, das Bleiausbringen von 60 auf 64 Prozent ſtieg und die Heerdfriſchſchlacken, ſonſt 4—6 Prozent Blei zurückhaltend, jetzt bis auf 1 Prozent entbleit wurden. Die durch das angewandte Verfahren bedeutend geſteigerte Temperatur iſt ohne Zweifel die Urſache dieſes günſtigen Reſultats. Das geringe und gleiche Format der Steinkohlen bewirkte nicht nur eine vollkommene Ausfüllung des zur Aufnahme derſelben im Ofen beſtimmten Raums, ſondern auch ein gleichmäßiges und ſchnelles Verbrennen, da der Flamme mehr Angriffspunkte dargeboten wurden. Der Effekt mußte daher weit größer ſeyn, als bei der alten Verfahrungsweiſe, wo auf die Zerkleinerung der Steinkohlen weniger Rückſicht genommen wurde.

Durch dieſen auf ſo einfache Weiſe bewirkten ſtärkern Effekt der rohen Steinkohlen war man der Löſung der wichtigen Frage: ob die rohen Steinkohlen zum Verſchmelzen roher Geſchicke im Schachtofen hinlängliche Hitze geben? ſchon bedeutend näher gerückt. Ein Verſuchſchmelzen mit Erzen über dem Krummofen mußte hierüber bald völligen Aufſchluß geben.

**A.** Beim Erzſchmelzen mit rohen Steinkohlen ergaben ſich aus den angeſtellten Probeſchmelzen gegen das Erzſchmelzen mit Koaks folgende Hauptreſultate:

1) Das Werkbleiausbringen aus den Erzen iſt um 2 Prozent höher als das beſte, welches man im Jahr 1833 bei Meilerkoaks

erhalten hat und um 3 Prozent höher ausgefallen, als es nach den allgemeinſten Durchſchnittsſätzen verlangt wird.

2) Der Brennmaterialverbrauch iſt auf 100 Ctr. Erze um 2½ Tonne geringer, als der etatsmäßige und der beim Schmelzen mit Meilerkoaks auch gewöhnlich Statt findende. Berückſichtigt man aber, daß zu 10 Tonnen Meilerkoaks 10½ Tonne Steinkohlen erforderlich ſind, ſo beträgt der wirkliche Minderverbrauch 3 Tonnen und außerdem wird der Lohn für die Verkoakung der Kohlen gänzlich erſpart.

Die größere Leichtigkeit, mit welcher ſich der Ofen im Vergleich gegen die Arbeit bei Meilerkoaks dirigiren läßt, ſichert dieſe Reſultate für die Zukunft vollkommen und gibt daher der Arbeit mit Anwendung roher Steinkohlen einen entſchiedenen Vorzug.

Es ließ ſich ſchon im Voraus einſehen, daß der im Ofen vorgehende Proceß bei rohen Steinkohlen verwickelter ſeyn müſſe, als der bei Meilerkoaks. Nach Maasgabe der dabei beobachteten Erſcheinungen und der zu einem befriedigenden Erfolg als nöthig erkannten Erforderniſſe ſucht Hr. Menzel dieſen Proceß, wie folgt, zu erklären:

Der Verbrennung der Steinkohlen im Krummofen geht eine Verkohlung derſelben voran, bei welcher die ſich bildenden Koaks bis zu einem gewiſſen Grade zuſammen ſintern. Dadurch erhält die Kohlengicht einige Konſiſtenz, bleibt von der neben ihr niedergehenden Beſchickungsgicht ſtreng geſchieden, aber dennoch locker genug, damit der Wind durchdringen und ſeine volle Wirkung in der Art ausüben kann, daß im obern Theile des Ofens die vorbereitende Verkohlung, im untern Theile aber eine vollkommene Verbrennung der gebildeten Koaks und ſonach ein ſolcher Hitzgrad entwickelt werden kann, als zur vollkommenen Entſchwefelung des Bleiglanzes durch das Eiſen, ſo wie zur Verſchlackung aller Zuſchläge und erdigen Beſtandtheile des Erzes, erforderlich iſt. Daß der Verkohlungs- und Verbrennungsproceß der Steinkohlen wirklich in dieſer Art von Statten gehen, ließ ſich nach Beendigung der Arbeit beim Ausbrechen der Vorwand ſehr deutlich beobachten. Von der Gicht an bis zur Formgegend herunter war der Ofen hinter der Vorwand mit einer etwas zuſammengebackenen Koakmaſſe ausgefüllt. Hieraus läßt ſich ſchließen, daß ſehr bituminöſe Kohlen zu dieſer Arbeit nicht geeignet ſeyn möchten, da ſie wahrſcheinlich an den Ofenwänden hängen bleiben und Störungen herbeiführen würden. Bei der magern Beſchaffenheit der Königsgrubner Kohlen trat dieſer Nachtheil nicht ein; ſie ſintern nur in ſo weit zuſammen, um ein das regelmäßige Niedergehen ſehr beförderndes geſchloſſenes Ganzes zu bilden und wenn ſie auch an den Ofenwänden hängen blieben, ſo war dies in ſo geringem Grade der Fall, daß ſie durch das Nachrücken neuer Kohlenmaſſen von oben immer wieder losgetrennt wurden.

Es ergab ſich im Verlaufe der Verſuche, daß ſorgfältiges Zerkleinern der Steinkohlen zwar ein unerläßliches Erforderniß iſt, um mit rohen Steinkohlen den zum Erzſchmelzen erforderlichen Effekt zu erreichen, jedoch nur in dem Fall, wenn zugleich eine gegen ſonſt um das Doppelte geſteigerte Windpreſſung angewendet wird. Dieſe Bedingung zu einem günſtigen Erfolge konnte man freilich anfangs nicht vorausſehen, läßt ſich aber jetzt aus den, den Schmelzproceß begleitenden Umſtänden leicht erklären. Die Steinkohlen liegen nämlich wegen der Statt gefundenen Zerkleinerung ſehr dicht im Ofen und die Koaks, die ſich daraus bilden, ſind viel compakter und ſchwerer verbrennlich, als die gewöhnlichen im Meiler erzeugten Koaks, weil ſie im Krummofen keine Gelegenheit haben, ſich auszudehnen, ſondern ſogar durch den ſenkrechten Druck der Kohlengicht und durch den Seitendruck, den die Beſchickung darauf ausübt, zuſammengepreßt werden. Dieſe im Krummofen ſelbſt aus den rohen Kohlen entſtandenen Koaks bedürfen daher eines ſehr ſtark gepreßten Windes, um völlig zerſtört zu werden. Wird ihnen dieſer gewährt, ſo iſt ihre Wirkung dann aber auch ſehr groß und hierin gewiß der beträchtliche Minderverbrauch gegen das Schmelzen mit Meilerkoaks hauptſächlich begründet, wenn man auch zugeben muß, das die rohen Steinkohlen, ſelbſt bei gleichem Volum, noch mehr Kohlenſtoff enthalten, als die Meilerkoaks, da letzteren ein großer Theil dieſes Stoffs, der in die bei der Verkohlung entweichenden gasförmigen Verbindungen mit eingeht, entzogen wird. Die nicht verkoakten Kohlen müſſen alſo in jeder Rückſicht wirkſamer ſeyn, als Meilerkoaks, indem vielleicht ſelbſt die Gasarten, die ſich aus den Kohlen im Krummofen entbinden, zur Vermehrung der Hitze und zur Reduktion des entſtehenden Bleioxyds beitragen.

Die ſtarke Windpreſſung war auch Urſache, daß die Beſchickung ſo gut Naſe hielt. Das Erhalten der Naſe wird bekanntlich durch die fortwährende Abkühlung, die ſie durch den in den Ofen dringenden Windſtrom erleidet, bedingt; die Naſe wird daher um ſo feſter und widerſteht dem Druck der darauf laſtenden Beſchickung um ſo beſſer, je ſtärker dieſe Abkühlung iſt.

B. Schliechſchmelzen. — Wegen Mangel an einer hinlänglichen Quantität Schliechen von gleichartiger Beſchaffenheit konnten dieſe Verſuche nicht ſo planmäßig ausgeführt werden, als die Erzſchmelzverſuche.

Eine merkwürdige, bei dieſen Verſuchen beobachtete Erſcheinung war es, daß die Gicht ſtets dunkel blieb, auch wenn man den Satz im Ofen bis auf 10 Fuß heruntergehen ließ und wenn der Wind ungehindert durch die Gicht ausſtrömte. Bei der großen Maſſe brennbarer Gasarten, die ſich bei der Verkohlung der Steinkohlen entbinden und aus der Gicht entweichen, hatte man nicht darauf gerechnet, die Gicht ſo leicht dunkel zu erhalten. So angenehm

dieſe Erſcheinung indeß auch in einer Beziehung war, indem aus bekannten Gründen alle Bleihüttenproceſſe, die über dem Hohofen ausgeführt werden, dunkle Gicht erfordern, ſo deutete dies doch darauf hin, daß die Verkohlung erſt ſehr tief unten beginnt und daß daher die Beſchickung nicht vorbereitet genug vor die Form kommt, worin einzig und allein der Grund zu ſuchen ſeyn dürfte, daß man, ohnerachtet der größern Wirkſamkeit der Steinkohlen in Vergleich mit den Backkoaks, bisher mit erſtern weder eine Beſchleunigung der Arbeit, noch eine Verminderung der tauben Zuſchläge bewerkſtelligen konnte. Die in der Vorwand angebrachten, während des Ofengangs mit Lehm verſtopften Löcher gaben Gelegenheit, dieſen Umſtand näher zu erforſchen. Man öffnete dieſelben und fand die ausgeſprochene Vermuthung vollkommen beſtätigt, indem die Kohlen in einer Höhe von 4 Fuß über der Form noch ganz kalt im Ofen lagen.

Beim Schmelzen der Abgänge mit rohen Steinkohlen, welches inzwiſchen auch ſchon begonnen hatte, trat dieſer nachtheilige Umſtand gar nicht ein, obwohl dabei die Gicht noch um 4 Fuß höher geführt wurde, als beim Schliechſchmelzen. Die Verkohlung begann hier zeitiger und der Ofen ging viel hitziger. Man hatte daher Grund zu glauben, daß beim Schliechſchmelzen noch immer Schliech in die Kohlengicht geblaſen und dadurch ein Verſtopfen der letztern herbeigeführt werde. Ein Verſuch, dieſem Mangel durch Einbinden der Schlieche in Lehmſchlämpe und Kalk, wodurch ſie eine compaktere Beſchaffenheit annehmen ſollten, abzuhelfen, gelang nicht; die Arbeit wurde dadurch nur noch ſtrenger.

Daß alle angewandten Hilfsmittel zur Beſeitigung jener Schwierigkeit nicht hinreichten, iſt unbezweifelt darin begründet, daß auf der Friedrichshütte keine beſondern Oefen zum Schliechſchmelzen vorhanden ſind, ſondern daß dieſe Arbeit über denſelben Oefen verrichtet werden muß, deren man ſich zum Abgängeſchmelzen bedient, welche aber für die Schlieche viel zu hoch ſind. Dieſe Oefen haben nämlich von der Form bis zur Gicht eine Höhe von 16 Fuß; beim Schliechſchmelzen darf aber wegen der zu großen Laſt der Beſchikkung der Ofen nur bis auf höchſtens 12 Fuß angefüllt werden, Beſchickung und Brennmaterial müſſen daher in dem engen Schacht 4 Fuß tief herabgeſtürzt werden und es iſt demnach leicht einzuſehen, daß eine Vermengung beider nicht ganz vermieden werden kann. Ein reiner Satz iſt aber vorzugsweiſe beim Schliechſchmelzen ein höchſt weſentliches Erforderniß, widrigenfalls bleiben die Gichten leicht hängen und es iſt nicht möglich, Naſe zu erhalten, worauf dort ſo viel ankommt. Sind nämlich Kohlenſtücke in die Beſchickung gerathen, ſo veranlaſſen ſie beim Eintreten in den Schmelzraum ein Wegſchmelzen oder wenigſtens ein Verkürzen der Naſe; letztere wird dann entweder ganz durch das Vorfallen roher

Schicht verſchüttet oder der Wind nimmt ſeinen Ausweg nicht mehr durch die Kohlen, ſondern durch die Beſchickung, bläſt den Schliech zur Seite in die Kohlengicht und führt ein Verſtopfen der letztern herbei. Alle dieſe Nachtheile treten zwar auch beim Schmelzen mit Backkoaks ein, jedoch nicht in dem Grade, wie bei der Anwendung roher Steinkohlen.

Die Schliechſchmelzverſuche bei Steinkohlen, ſo weit ſie damals gediehen waren, ließen alſo noch Manches zu wünſchen übrig, demohngeachtet aber ſind die dabei erlangten Reſultate ſchon hinreichend, um ſich auch bei dieſer Arbeit die Ueberzeugung von dem Vorzuge der rohen Steinkohlen vor den Backkoaks zu verſchaffen, indem durchſchnittlich ein Minderverbrauch an Brennmaterial von $\frac{1}{3}$ Statt gefunden hat und das Bleiausbringen gegen früher wenigſtens nicht zurückgeblieben iſt. Man kann ſogar annehmen, daß die Schlieche höher ausgebracht worden ſind, als auf dem alten Wege. Weil jedoch in dieſer Beziehung keine Gegenproben angeſtellt worden ſind, ſo muß dies vorläufig nur noch als eine individuelle, auf die Kenntniß der Friedrichshütter Geſchicke geſtützte Anſicht betrachtet werden, bis die Folgezeit Gelegenheit gibt, den direkten Beweis zu führen.

C. Abgängeſchmelzen. — Man brachte bei dieſer Arbeit im Anfange nur diejenigen Hilfsmittel in Anwendung, welche ſich beim Erzſchmelzen als zweckmäßig bewährt hatten und welche als allgemein gültige Regeln beim Schmelzen mit Steinkohlen im Schachtofen anzunehmen ſind, nämlich Zerkleinerung der Steinkohlen und ſtarke Windpreſſung. Veränderungen in der Ofenkonſtruktion vorzunehmen, wie ſolche die Schliechſchmelzverſuche an die Hand gegeben hatten, hielt man nicht für rathſam, weil bei der ſtarken Neigung der Abgänge, im Ofen Sauen zu bilden, die dort als gut befundene Erhöhung der Formmündung hier eher Nachtheil als Vortheil erwarten ließ.

Was die erhaltenen Reſultate betrifft, ſo fehlt es zum Theil an einem richtigen Anhalten zur Vergleichung, da früher der alte Bleiſtein für ſich allein nicht verſchmolzen wurde. Er wurde früher mit den Abgängen durchgeſetzt, jedoch immer nur in Verbindung mit bleihaltiger Schlacke und das Ausbringen von 2 Prozenten, welches man darauf berechnete, bleibt daher ſehr problematiſch. Wird aber auch angenommen, daß dies Ausbringen mit der Wirklichkeit übereinſtimmt, ſo wäre mit rohen Steinkohlen der doppelte Effekt erreicht. An Brennmaterial iſt gegen Backkoaks auf 100 Centner Bleiſtein $1\frac{1}{2}$ Tonne weniger verbraucht. Weil ſich annehmen läßt, daß Steinkohlen gegen Backkoaks beinahe das Doppelte leiſten, ſo ſcheint dieſer Minderverbrauch noch zu gering, doch darf man dabei nicht überſehen, daß das Beſchickungsquantum auf eine Schicht 134 Centr. wiegt und größtentheils aus ſtrengflüſſigen Geſchicken beſteht, wogegen eine gewöhnliche Beſchickung zum Abgänge-

ſchmelzen höchſtens 116 Ctr. wiegt und zum größern Theil aus leichtflüſſigen Schlacken und andern flußbefördernden Zuſchlägen beſteht.

Als eine merkwürdige, bei dieſer Arbeit beobachtete Erſcheinung iſt noch anzuführen, daß der Bleiſtein, der davon fällt, noch 3 Proz. Blei enthält, obwohl der zur Beſchickung verwendete Bleiſtein keinen höhern Gehalt als 4—5 Proz. in der Probe gezeigt hatte. Bei dem hohen Ausbringen, welches erlangt worden iſt, ſcheint hierin ein Widerſpruch Statt zu finden, der ſich jedoch leicht hebt, wenn darauf Rückſicht genommen wird, daß von dem in Arbeit genommenen Bleiſtein ein ſehr bedeutender Theil in die Verſchlackung eingegangen iſt und ſeinen Bleigehalt vollſtändig abgegeben hat. Die hieraus entſpringende Verminderung der Quantität des ſich wieder bildenden Bleiſteins erklärt hinreichend das hohe Ausbringen an Blei aus dem in die Arbeit gegebenen Bleiſtein. Auf der Verſchlakkungsfähigkeit des Bleiſteins und der Eigenſchaft, im verſchlackten Zuſtande ſeinen ganzen Bleigehalt abzugeben, beruhte auch früher beim Schmelzen mit Backkoaks die Möglichkeit, ihm noch 2 Proz. Blei zu entziehen.

Dieſes Verhalten des Bleiſteins iſt höchſt merkwürdig und zeigt, daß auch die ſtarke Hitze, welche Steinkohlen geben, nicht hinreicht, ihn vollſtändig zu entbleien und daß die erzeugte größere Hitze nur dadurch zur Erhöhung des Bleigewinns beigetragen hat, daß ſie die Verſchlackung des Bleiſteins beförderte. Zur Widerlegung eines etwa zu machenden Einwurfs, daß das Zurückbleiben einer ſo großen Menge Blei im Bleiſtein einem Mangel an Eiſenzuſchlag in der Beſchickung zugeſchrieben werden könne, muß noch angeführt werden, daß nach allen dafür ſprechenden Kennzeichen der Eiſengehalt der Beſchickung eher zu groß, als zu niedrig geweſen iſt.

Von ſämmtlichen Schmelzproceſſen, bei denen bisher rohe Steinkohlen in Anwendung gekommen ſind, iſt das Verſchmelzen des alten Bleiſteins, in Folge des hohen Ausbringens, des geringen Materialverbrauchs, der Entbehrlichkeit aller koſtſpieligen flußbefördernden Zuſchläge und der Schnelligkeit, mit der dieſe Arbeit, welche im Schichtlohn bezahlt wird, von Statten geht, als diejenige zu betrachten, die am beſten gelungen iſt und welche in ökonomiſcher Beziehung den vorzüglichſten Werth hat, indem die Koſten der Bleigewinnung dabei um mehr als ½ geringer ſind, als bei dem Erz- und Schliechſchmelzen.

## Viertes Kapitel.

### Von der Gewinnung des Bleies in England*).

In keinem europäiſchen Staate wird ſo viel Blei gewonnen, als in den vereinten Königreichen von Großbritannien; im **IV.** Bde. S. 147 ꝛc. iſt die Größe dieſer Produktion angegeben worden.

Es erhellt aus jenen Angaben, daß Cumberland und die angränzenden Grafſchaften Durham und York allein beinahe drei Fünftheile der ganzen Produktion liefern. Vormals war die Produktion in Derbyſhire ſehr viel bedeutender als jetzt.

In Cornwall und Devonſhire kommen die Bleierze auf Gängen vor, die im Thonſchiefer (**Killas**) aufſetzen, welcher in Grauwacke übergeht. In Schottland brechen ſie ebenfalls auf Gängen im Gneis, Glimmerſchiefer oder Grauwacke und in einem Theil von Walles auf Gängen im Thonſchiefer. Aber in Nordwales und in den angrenzenden Grafſchaften, ſo wie auch in Cumberland und in Derbyſhire, kommen die Bleierze in einem eigenthümlichen Kalkgebirge vor, welches in weſentlicher Verbindung mit dem Steinkohlengebirge ſteht.

Wir reden hier nur von dem Vorkommen der Bleierze in den zuletzt genannten beiden Grafſchaften und werden unſern Vortrag in drei Theile theilen, von welchen der erſte Betrachtungen über das Vorkommen der Bleierze, der zweite über die mechaniſche Aufbereitung und der dritte über den Schmelzproceß enthalten ſollen.

---

*) Aus der Voyage métallurgique en Angleterre par **Dufrénoy** etc. 2. édit., Tome II. (Paris 1839) p. 499 etc., mit Benutzung der Ueberſetzung deſſelben Aufſatzes von dem Hrn. ꝛc. v. Dechen, aus der erſten Aufl. des Werks, in Karſtens Archiv, 1. Reihe. XIV. 357 ꝛc. In dem Hauptwerke, III. 341, wurde nur eine kurze Notiz von dem engliſchen Bleihüttenproceß gegeben.

## Erſter Abſchnitt.

## Ueber das Vorkommen der Bleierze*).

Die Kalkgebirgsformation, in welcher die Bleierze in Cumberland und in den angrenzenden Grafſchaften, ſo wie auch in Derbyſhire vorkommen, iſt der Bergkalkſtein (Mountain limestone), auch metallführender oder Kohlenkalkſtein (carboniferous limestone) genannt, weil die hangenden Schichten dieſer Formation mit dem ſie bedeckenden Steinkohlengebirge in dem genaueſten Zuſammenhange ſtehen.

### A. Vorkommen der Bleierze in Cumberland u. ſ. f.

Die Grenzen der Grafſchaften Cumberland und Weſtmoreland weſtlich, der Grafſchaft Durham öſtlich und der Grafſchaft York ſüdlich ſtoßen auf einem Punkt zuſammen, der, von der Nordſee und von der irländiſchen See faſt gleich entfernt, eine bedeutende Gebirgserhebung bildet, wo ſich die Quellen der Flüſſe Tyne, Wear und Tees, die gegen Oſten fließen und die Quellen des gegen Weſten nach Carlisle fließenden Fluſſes Eden befinden.

Dieſe Gegend iſt es, in welcher der vorhin erwähnte metallführende Kalkſtein in einer Oberflächenerſtreckung von etwa 37 Kilometer (10 deutſche Meilen) von Oſten nach Weſten und von 48 Kilometer (12½ deutſche Meilen) von Norden nach Süden vorkommt. Ueber die angegebenen Grenzen hinaus wird derſelbe Kalkſtein zwar noch viel weiter gegen Süden und auch gegen Weſten angetroffen, jedoch in einem nicht ununterbrochenen Zuſammenhange. Die Bleierze, welche zu einem ſo reichen Bergbau Veranlaſſung geben, ſetzen in dieſer metallführenden Kalkſteinformation auf. Ausgezeichnet reiche und zahlreiche Gewinnungspunkte finden ſich in Cumberland, vorzüglich in der Gegend von Alſton-Moor, welchen Ort man mit Recht einen Hauptort für den geſammten Bergbau nennen könnte. Aber auch in andern Grafſchaften, vorzüglich in Durham und York, befinden ſich bedeutende Niederlagen von Bleierzen.

Die engliſchen Bergleute unterſcheiden drei verſchiedene Arten, wie die Bleierze vorkommen, welche ſie das Vorkommen in rake-veins, in pipe-veins und in flat-veins nennen.

Die engliſche Bezeichnung: vein, iſt zwar übereinſtimmend mit dem deutſchen Ausdruck: Gang oder mit dem franzöſiſchen

*) Es iſt eigentlich gegen den Plan des Werks, hier noch von dem Vorkommen und von der Aufbereitung zu reden, welches in dem vorhergehenden Bande hätte geſchehen müſſen; allein wir haben den zweiten Theil der Voyage métallurgique erſt jetzt erhalten und dann hat es auch etwas für ſich, daß hier das Ganze im Zuſammenhange mitgetheilt werden kann.

filon; allein die engliſchen Bergleute ſo wenig, als die franzöſiſchen bedienen ſich deſſelben, um eine beſtimmte Art des Vorkommens der Erze dadurch zu bezeichnen, ſondern es wird dadurch ein Erzvorkommen überhaupt angedeutet und die beſtimmte Art des Vorkommens muß dann durch einen beſondern Beinamen noch näher bezeichnet werden.

**Rake-veins** ſind wirkliche, ſtarkfallende Gänge, in wiſſenſchaftlichem oder geognoſtiſchen Sinne genommen.

**Pipe-veins** ſind Maſſen, die gewöhnlich keine große Ausdehnung haben und ſich mehr der Länge nach verbreiten, auch in der Regel mit der Schichtungsebene des Flötzes parallel abgelagert ſind, ſogenannte ſchwebende oder flache Trume.

**Flat-veins** endlich ſind kleine Erzablagerungen, mitten zwiſchen den Schichten des Kalkſteins.

Gänge oder **Rake-veins** führen am häufigſten die Bleierze in Cumberland. Dieſe Art des Vorkommens ſtimmt durchaus mit den Charakteren überein, welche das Vorkommen auf Gängen überhaupt darbietet. Sehr häufig bemerkt man ein Abgleiten der Gebirgsart, welche von dem Gange durchſetzt wird, ſey es im Hangenden oder im Liegenden und nicht ſelten iſt die Niveaudifferenz der korreſpondirenden Gebirgsſchichten im Hangenden und Liegenden ſehr bedeutend. Einige Gänge fallen nicht nach der Richtung einer einzigen Ebene, ſondern nach mehreren Richtungen und bilden auf dieſe Weiſe eine Art von Zickzack. Bei dieſen Gängen befinden ſich die vertikalen oder die auf den Gebirgsſchichten beinahe ſenkrechten Gangtheile in den verſchiedenen Gebirgsſchichten nicht genau unter einander, oder ſie ſetzen nicht nach einer Richtung durch die verſchiedenen Gebirgsſchichten fort, ſondern der Zuſammenhang zwiſchen dieſen verſchiedenen Gangtheilen wird, beim Durchſetzen einer Gebirgsſchicht von einer andern Natur, durch eine nach horizontaler Richtung fortgehende Erſtreckung des Ganges vermittelt. Die Schichten, in welchen ſich die Gänge in horizontaler Richtung forterſtrekken, ſind gewöhnlich Schieferthon oder noch häufiger eine Gebirgsart von ſchiefriger Textur, während der vertikale Theil des Ganges entweder im Kalkſtein oder im Sandſtein befindlich iſt. Dies Verhalten der Gänge erinnert an ein ähnliches von Werner als ſehr ſelten bezeichnetes Verhalten des unter dem Namen Halsbrücker Spath bei Freiberg bekannten Ganges. Es ſcheint, daß dergleichen Fälle in Cumberland häufiger vorkommen, ja die mehrſten Gänge zeigen mehr oder weniger ein ſolches Verhalten. Es läßt ſich ſehr häufig wahrnehmen, daß ein Gang, welcher mehrere parallele Schichten durchſetzt, durch die Kalkſchichten in ganz ſenkrechter Richtung hindurch geht, bei dem Durchgange durch die ſchiefrigen Schichten aber eine Neigung gegen den Horizont erhält.

In den ſchiefrigen Schichten ſowohl, als in den Sandſteinſchichten ſind die Gänge im Allgemeinen viel ſchmaler, als in den Kalkſteinſchichten. Die Mächtigkeit von weniger als von einem Fuß nimmt mit einem Mal bis zu 3 oder 4 Fuß zu. Ja, der reiche Gang Hudgillburn, deſſen Mächtigkeit in der unter dem Namen great-limestone bekannten Kalkſteinſchicht nicht weniger als 17 Fuß beträgt, beſitzt in der liegenden Sandſteinſchicht, welche den Namen Waterſill erhalten hat, nur eine Mächtigkeit von nicht mehr als 3 Fuß.

Um ſich dieſe Zunahme der Mächtigkeit, nach der Anſicht, daß die Gänge ausgefüllte Spalten ſind, erklären zu können, hat man angenommen, daß bei den Gängen, welche die verſchiedenen Gebirgsſchichten abwechſelnd ſenkrecht und in ſchiefer Richtung durchſetzen, der Rückſtoß im Hangenden oder im Liegenden dieſe Verſchiedenheit der Mächtigkeit in den verſchiedenen Höhen hervorgebracht habe. So ſinnreich dieſe Annahme iſt und ſo ſehr man auch veranlaßt wird, ſie wenigſtens für einige Fälle anwendbar zu halten, ſo muß man doch zugeben, daß ſie ſich noch keineswegs auf hinreichend genaue örtliche Beobachtungen gründet. Nicht unwahrſcheinlich iſt es wohl, daß noch andere Urſachen wirkſam geweſen ſind, um dieſe merkwürdige Zunahme der Mächtigkeit bei den Gängen in Cumberland, wenn ſie gewiſſe Gebirgsſchichten durchſetzen, zu bewirken.

Das iſt jedoch nicht der einzige Einfluß, den die Beſchaffenheit der Gebirgsart, welche von dem Gange durchſetzt wird, auf den Gang ſelbſt ausübt. Nach der Beſchaffenheit der Gebirgsart richtet ſich vielmehr faſt beſtändig die Metallführung des Ganges; eine Erfahrung, welche man auch auf Gängen in andern Gegenden gemacht hat und auf eine ausgezeichnete Weiſe zu Kongsberg in Norwegen. Die Gänge in Cumberland ſind beſtändig viel reicher an Erzen — ſelbſt im Verhältniß zu ihrer Mächtigkeit — auf den Gangtheilen, welche die Kalkſteinſchichten durchſetzen, als auf denen, welche ſich in den Sandſteinſchichten und noch mehr als auf denen, welche ſich in den Schichten der ſchiefrigen Gebirgsart befinden. Es iſt ſehr ſelten, daß ein Gang in der Gebirgsſchicht, welche Plate genannt wird und welche aus dichtem Schieferthon beſteht, Erze führt. Gewöhnlich iſt er dort mit einer Art von Letten ausgefüllt.

Es gibt außerdem aber auch Kalkſteinſchichten, welche die Gänge, von denen ſie durchſetzt werden, ungemein viel mehr anreichern, als andere Schichten, welche aus derſelben Gebirgsart beſtehen. Die Kalkſteinſchicht great-limestone, von welcher ſchon die Rede geweſen iſt, muß als ein vorzüglicher Metallbringer für die Gänge genannt werden, denn die Gänge nehmen darin zugleich an Mächtigkeit und an Erzreichthum zu. Dieſe Kalkſteinſchicht allein liefert mehr Erze als alle andern zuſammen genommen. Die hangenderen

Kalkſteinſchichten ſind ferner im Allgemeinen ungleich reicher an Erzen, als die mehr im Liegenden befindlichen Schichten. Auf den mehrſten Gruben werden die Gänge nicht unter der fünften Kalkſteinſchicht (four fathom limestone) abgebaut. Dieſe Schicht befindet ſich 307 Yards — à 3 Engl. Fuß — (280 Meter) unter dem millstone-grit. Oben iſt ſchon bemerkt, daß die oberſte Kalkſteinſchicht 108 Yards unter dem millstone-grit befindlich iſt, woraus hervorgeht, daß die Mächtigkeit derjenigen Gebirgsſchichten, in welchen die Gänge reiche Anbrüche von Bleierzen führen, im Allgemeinen nicht über 200 Yards (182 Meter) beträgt. Es ſcheint indeß, daß man in der Gegend von Alſton-Moor die Gänge in einer Teufe bis zur elften Kalkſteinſchicht abbaut. Dieſe Schicht — tyne-bottom-limestone — befindet ſich 418 Yards (382 Meter) unter dem millstone-grit, unmittelbar über dem Whinsill. Aber auch in obern Teufen, nämlich über der erſten Kalkſteinſchicht und zwar in einer Sandſteinſchicht, welche grindstone-sill genannt wird, kommen die Gänge zuweilen in Abbau. Dieſe Sandſteinſchicht liegt nur 83 Yards (75 Meter) unter dem millstone-grit, ſo daß die ganze Mächtigkeit der bleierzführenden Gebirgsſchichten höchſtens 336 Yards beträgt. Zwar ſollen in noch größerer Teufe bleierzführende Gänge getroffen worden ſeyn, namentlich in der ſehr mächtigen Kalkſteinſchicht, welche melmerby scar limestone genannt wird; allein es hat dort noch keine bergmänniſche Gewinnung Statt gefunden.

Herr Sedgwick redet auch von Gängen von Bleiglanz, Blende, Schwerſpath, welche in dem Whinſill aufſetzen ſollen. Dies Verhalten würde ſehr merkwürdig ſeyn, wegen der Uebereinſtimmung deſſelben mit dem auf einigen Gängen in Derbyſhire, wie wir weiter unten ſehen werden.

Die reichſte Erzführung eines Ganges findet gewöhnlich da ſtatt, wo ſich Hangendes und Liegendes einer und derſelben Gebirgsart befinden. Dagegen wird der Gang ärmer an Erzen, wenn Hangendes und Liegendes verſchiedene Gebirgsarten, nämlich Kalkſtein und Schieferthon durchſetzen.

Das Erz, welches ein Gegenſtand der Gewinnung iſt, beſteht aus Bleiglanz. Zwar kommen auch hin und wieder andere Bleierze vor, aber ſie ſind im Allgemeinen für den Bergmann von geringer Wichtigkeit. Eine Ausnahme macht indeß das Weißbleierz, welches auf einigen Gruben ſo häufig angetroffen wird, daß es ebenfalls ein Gegenſtand der Gewinnung wird. Die Mineralien, welche am häufigſten mit den Bleierzen zuſammen brechen, ſind Kalkſpath, Flußſpath, Schwerſpath, Quarz und Kieſe.

Aus dem Angeführten wird man ein allgemeines Bild von den cumberländiſchen Bleierzgängen erhalten haben. Es ſcheint uns überflüſſig, in ein größeres Detail einzugehen und vom Durchſetzen

der Gänge, von den tauben Gängen u. ſ. f. zu reden. In allen dieſen Beziehungen ſcheinen ſich die Gänge in Cumberland, nach unſrer Anſicht, nicht anders zu verhalten, als es auch bei den Gängen in andern Gegenden der Fall iſt.

Stockwerke oder Pipe-veins beſitzen ſelten eine bedeutende Ausdehnung in der Länge und nur einige haben eine etwas bedeutende Dimenſion in der Breite. Uebrigens zeigen ſie ziemlich daſſelbe Verhalten wie die Gänge oder wie die Rake-veins. Gewöhnlich befinden ſie ſich auch ganz in der Nähe der Gänge, mit welchen ſie in manchen Fällen in einem unverkennbaren Zuſammenhange ſtehen. Häufig ſind ſie taub; wenn aber eine große Pipe-vein erzführend iſt, ſo ſoll ſie, wie man verſichert, ſehr viele Erze ſchütten.

Trümer oder Flat-veins, auch Strata-veins, ſcheinen nur Trümer von den Gängen zwiſchen den Schichten der Gebirgsart zu ſeyn. Sie führen dieſelben Mineralien wie die Gänge, welche in ihrer Nähe vorkommen. Wenn ſie erzführend ſind, ſo werden ſie gleichzeitig mit dem benachbarten Gang in Abbau genommen. Gewöhnlich pflegen ſie aber nur bis zu einer gewiſſen Entfernung von dem Gange bauwürdig zu ſeyn oder ſie müßten denn von einem durchſetzenden Gang aufs Neue angereichert worden ſeyn. Man führt mehrere Beiſpiele eines ergiebigen Baues auf den Flat-veins in der Kalkſteinſchicht great limestone an, vorzüglich auf den Gruben Coalcleugh und Neuthead.

Immer bleiben es aber die wirklichen Gänge oder die Rake-veins, die den größten Theil der Bleierze liefern, welche jährlich in Cumberland und in den angrenzenden Grafſchaften gewonnen werden. Man gibt 165 Bleierzgruben an, welche in jener Gegend im Betriebe waren oder noch jetzt betrieben werden.

### B. Vorkommen der Bleierze in Derbyſhire.

Die bleierzführende Kalkſteinformation in Derbyſhire nimmt eine Länge von etwa 40 Kilometern von Nordweſten nach Südoſten und eine Breite ein, welche ſehr veränderlich iſt und gegen Süden 24 Kilometer beträgt. Caſtletown gegen Norden, Burton gegen Nordweſten und Matlock gegen Südweſten liegen beinahe auf den Grenzen der Formation. Faſt nach allen Weltgegenden wird der Kalkſtein vom Kohlenſandſtein (millstone-grit) überlagert und dieſer ſelbſt wieder vom Steinkohlengebirge bedeckt. Das Liegende dieſer Kalkſteinformation iſt nicht bekannt. Die Schichten ſenken ſich ſchwach gegen Oſten ein; es finden dabei aber ſehr viele Abweichungen ſtatt, in Folge der bedeutenden Sprünge, welche eine bedeutende Störung in den Gebirgsſchichten veranlaßt zu haben ſcheinen.

Es iſt oben bemerkt, daß die Kalkſteinformation in Cumberland, ſo weit ſie erzführend iſt, ein Lager oder eine Maſſe von

Trapp enthalte, welche Gebirgsart dort unter dem Namen **Whinsill** bekannt iſt. In Derbyſhire iſt das Vorkommen des Trapp ungleich häufiger, denn er unterbricht die Kalkſteinſchichten nicht ein-, ſondern drei Mal.

Man unterſcheidet vier große Ablagerungen von Kalkſtein, denen drei Maſſen oder Lager von Trapp zwiſchen gelagert ſind. Außerdem kommen aber auch einige Ablagerungen von Trapp, jedoch von nur geringer Mächtigkeit, mitten in der dritten Kalkſteinſchicht vom Hangenden ins Liegende gezählt, auch wohl, indeß nur höchſt ſelten, in der hangendſten Kalkſteinſchicht vor.

Sehr häufig kommen in dieſem Kalkſtein kieſelartige Abſonderungen vor, welche die äußere Geſtalt von mehrentheils abgeplatteten, dünnen Nieren haben, die ſich ſehr weit erſtrecken und immer mit der Fallungsebene der Schichten parallel liegen. Dieſer Kieſel, den die Engländer von dem Feuerſtein durch die Benennung **chert** unterſcheiden, iſt häufig ſchwarz gefärbt, hat zuweilen aber auch helle Farben. Man gewinnt ihn für die Steingutfabriken und ſelbſt zum Gebrauch für die Porcellanfabriken. In der erſten und in der zweiten Kalkſteinſchicht kommen aber auch Bänke vor, die ganz und gar mit Kieſel durchdrungen ſind, ſo daß ſich der Kalk nicht brennen läßt. Dieſe Bänke werden zuweilen zu Mühlſteinen verarbeitet.

In den obern Lagen der zweiten Kalkſteinſchicht iſt der Kalk bittererdehaltig. Er hat dann die Textur des Zuckers, aber er iſt locker und hat ein ſehr offenes Korn, wodurch er ſich von allen zuckerartigen Kalkſteinen unterſcheidet, welche im Uebergangs- und im Urgebirge vorzukommen pflegen. Der Kalkſtein von Derbyſhire enthält eben ſo wie der von Cumberland ſehr häufig Encriniten; aber es kommen auch Madraporen, Anomien, Produktus und andere foſſile Schalthiere vor. — Auch iſt der Kalkſtein ſehr höhlenreich.

Die drei Schichten oder Lager von Trapp, welche die vier großen Kalkſteinſchichten trennen, haben ſehr häufig eine mandelſteinartige Struktur. Die Blaſenräume, deren Dimenſion ſehr verſchieden iſt, ſind niemals größer, wie eine Haſelnuß. Gewöhnlich ſind ſie mit blättrigem Kalkſpath und mit Grünerde, ſelten mit Agat ausgefüllt. Dieſe Mandelſteine ſind in Derbyſhire unter dem Namen **Toadstone** bekannt.

Die Grundmaſſe des Toadſtone iſt häufig hart und feſt, gewöhnlich dunkel gefärbt, oft ſchwärzlich. Zuweilen iſt die Grundmaſſe aber auch erdig und dann immer lichter von Farbe. Es läßt ſich im Allgemeinen nicht mit Zuverläſſigkeit darüber urtheilen, ob dieſe erdige Beſchaffenheit ein Reſultat der Zerſetzung iſt. Der feſte Mandelſtein hat faſt immer einen dichten Bruch; man führt aber auch einige ſeltene Abänderungen mit ſchiefriger Struktur an. In keiner von den Ablagerungen des Toadſtone laſſen ſich Schichtenab-



Digitized by Google

theilungen bemerken und ſelbſt jede einzelne Ablagerung iſt weder im Hangenden noch im Liegenden ſcharf begränzt. Dies Verhalten hat mehrere Geologen veranlaßt, den Toadſtone nicht für geſchichtete, ſondern für eingeſchobene Maſſen zu halten.

In dieſem Kalk- und Trappgebirge kommen die Bleierze von Derbyſhire vor. Es wird aber auch Galmei dort gewonnen. Man unterſcheidet ein verſchiedenes Vorkommen des Bleiglanzes in **rake-veins**, in **pipe-veins** und in **flat-veins**, eben ſo wie in Cumberland; allein das Vorkommen in **pipe-veins** und in **flat-veins** iſt in Derbyſhire ungleich ſeltener und es ſcheint, daß die ganze Erzgewinnung jetzt nur noch auf **rake-veins** oder auf Gängen Statt findet.

Die gewöhnlichen Gangarten, mit welchen der Bleiglanz auf den Gängen bricht, ſind Flußſpath und blättriger Kalkſpath. Es kommt aber auch Schwerſpath vor, welcher in den Höhlungen gewöhnlich in der Geſtalt von weißen, halbkugelförmigen Nieren abgeſetzt iſt, in welchen ſich die Kryſtalle hahnenkammartig an einander gefügt haben. Dieſe Abart des Schwerſpaths heißt dort **cawk**, eine Benennung, welche von den Bergleuten herrührt.

Der Flußſpath iſt häufig ſehr ſchön kryſtalliſirt und den Mineralogen ſchon ſeit langer Zeit durch ſeine ſchönen Kryſtalle bekannt. Aber auf wenigen Gängen, welche er ganz ausfüllt, bildet er dichte Maſſen, welche wegen ihrer lebhaften Farben und wegen der bandartigen parallelen Streifung ſehr geſucht werden, um daraus Tiſchplatten, Vaſen und andere Gefäße zu Verzierungen zu arbeiten. In Derbyſhire befinden ſich mehrere Fabriken, in welchen dieſes ſchöne Mineral verarbeitet und zu hohen Preiſen verkauft wird. Oft werden die Fabrikate, ehe man ihnen die letzte Politur gibt, erwärmt, um die Farben lebhafter und greller hervortreten zu laſſen und um das Wolkenartige in der Farbenzeichnung verſchwinden zu machen.

Verhalten der Gänge zu den Gebirgsſchichten. — Höchſt merkwürdig iſt das Verhalten der Derbyſhirer Gänge bei ihrem Durchgang aus einer Gebirgsart in die andere, welches für die Geologen ſchon ſeit längerer Zeit ein Gegenſtand der Unterſuchungen geweſen iſt. Sobald nämlich der Abbau auf den in den Kalkſteinſchichten vorhandenen Gängen ſo weit in die Teufe rückt, daß man das Liegende der Kalkſteinſchicht erreicht und in den Toadſtone kommt, ſo ſchneidet der Gang plötzlich ab. Indeß ſollen auch Fälle vorgekommen ſeyn, daß man die Gänge in dem Kalkſtein, welcher das Liegende des Toadſtones bildet, wieder ausgerichtet hat.

Man hat ſogleich, wie dieſe Thatſache genauer bekannt ward, nicht unterlaſſen, daraus einen Einwurf gegen den Fundamentalſatz der Werner'ſchen Gangtheorie herzunehmen. Man glaubte nämlich in dieſem Verhalten einen unwiderſprechlichen Beweis zu finden, daß die Gänge nicht ausgefüllte Spalten ſeyn könnten.

Die mehrſten Geologen waren jedoch mit Recht der Meinung, daß die theoretiſchen Vermuthungen, welche ſich nothwendig über die Natur und Entſtehung der Gänge ergeben mußten, wenn man das Verhalten aller bekannten Gänge in den verſchiedenſten Gegenden zuſammenſtellte, durch ein einziges Beiſpiel, welches ſich in dieſe Anſichten nicht fügen wollte, nicht untergraben werden könnten und zwar um ſo weniger, als die Derbyſhirer Gänge, ſo unregelmäßig auch ſonſt ihr Verhalten ſeyn möge, doch übrigens in ihrer Zuſammenſetzung, in ihrer Struktur u. ſ. w. eine völlige Uebereinſtimmung mit allen übrigen Gängen zeigten; ſie waren der Meinung, daß man, weil es doch nicht möglich ſey, eine andere Theorie über das Verhalten dieſer Gänge aufzuſtellen, noch ſpätere Beobachtungen abwarten müſſe, welche dazu geeignet wären, jene Schwierigkeiten in der Erklärung zu heben.

Und in der That, es hat ſich ſeitdem ergeben, daß ſich das Abſchneiden der Gänge durch den Toadſtone auf den mehrſten Gruben zwar in der Art zeigt, wie wir vorhin bemerklich gemacht haben, daß aber dieſes Verhalten keineswegs das allgemeine ſey. Unter den Gruben, welche als früher oder noch jetzt in Derbyſhire im Betriebe befindlich aufgezählt werden und deren Anzahl ſich auf 280 beläuft, befinden ſich 19, in welchen noch Erze in Toadſtone angetroffen worden ſind. Die Herren Dufrenoy und Beaumont haben zwei von dieſen Gruben befahren, die von Pindale (oder vielmehr von Nunleys bei Pindale) unfern Caſtletown und die von Sevenrakes in der Nähe von Matlock. In beiden Gruben ſetzt der Gang durch den Kalkſtein in den erdigen Toadſtone durch. Wir geſtehen indeß, daß der Gang auf der Grube Sevenrakes, ſo wie er in den Toadſtone tritt, eine bedeutende Veränderung erleidet. Er iſt nicht mehr ein einziger regelmäßiger Gang, wie in dem Kalkſtein, ſondern eine Vereinigung von mehreren kleinen, parallelen, nahe an einander gedrängten Gängen; allein er führt doch noch etwas Bleiglanz und die Gangmaſſe hat dieſelbe Beſchaffenheit, wie in dem Kalkſtein. Eine ſolche Veränderung in der Struktur und in den Dimenſionen eines Ganges, welcher zwei verſchiedene Gebirgsarten durchſetzt, kann nicht als etwas Außerordentliches betrachtet werden. Von einem ſolchen Verhalten ſind mehrere Beiſpiele aufzuweiſen und wir haben ſchon oben geſehen, daß ſich bei den Gängen in Cumberland ganz ähnliche Veränderungen zeigen.

Dieſe Beobachtungen lehren, daß auch die Derbyſhirer Gänge, wenigſtens diejenigen, welche aus dem Kalkſtein in den Toadſtone treten, dieſelben Charaktere aufzuweiſen haben, wie die Gänge überhaupt. Die vorausgeſetzte Anomalie iſt nicht vorhanden und die Annahme von ausgefüllten Spalten läßt ſich auf dieſe Gänge eben ſo wohl, als auf alle übrigen anwenden.

Es ſcheint auch, daß alle Geologen, welche in der neuern Zeit die Derbyſhirer Gänge unterſuchten, dieſe Meinung angenommen haben. Nur findet eine ſolche Uebereinſtimmung in den Anſichten nicht bei den andern Gängen ſtatt, welche in demſelben Gebirge aufſetzen, aber von dem Toadſtone ganz abgeſchnitten werden. Die Verſchiedenartigkeit dieſer Anſichten beſteht aber nicht darin, daß man dieſe Gänge nicht für wirkliche Gänge, das heißt für ausgefüllte Spalten zu halten geneigt ſey, ſondern darin, daß einige Geognoſten, um ſich die Erſcheinung des Abſchneidens der Gänge durch den Toadſtone erklären zu können, von der Annahme ausgehen, daß dieſe Gangſpalten viel älter ſind, als die Gänge, welche den Toadſtone durchſetzen und ſogar als die Ablagerung des Toadſtone ſelbſt; daß ſich jene ältern Gänge in dem Gebirgsgeſtein ſchon gebildet haben, zu einer Zeit, wo das Gebirge nur noch aus bloßen Kalkſteinſchichten beſtand, deren Zuſammenhang damals noch nicht unterbrochen war, wie dies bei allen Gangbildungen überhaupt der Fall iſt und daß die Unterbrechung, welche ſich jetzt zeigt, nur die Wirkung einer ſpätern Urſache und die durch den Toadſtone hervorgebracht worden iſt, welcher die Kalkſteinſchichten durchbrach und von einander trennte.

Dieſe Erklärung ſetzt eine andere, ungleich allgemeinere und umfaſſendere Hypotheſe voraus, nach welcher man ſich eine große Anzahl von geognoſtiſchen Thatſachen, welche ſich auf Gebirgsverhältniſſe beziehen, die nicht als wirklich vulkaniſche Wirkungen betrachtet werden können, durch die Wirkung eines großen unterirdiſchen Feuers erklärt, welches in allen, ſelbſt in den entfernteſten Zeitperioden auf der Oberfläche der Erde ungeheure Senkungen, Erhebungen und Emporbringungen von bedeutenden Maſſen aus dem Innern der Erde ſowohl bis auf die Oberfläche ſelbſt, als auch über und zwiſchen den Schichten, aus welchen die Erdrinde damals beſtand, hervorgebracht habe. Wir haben ſchon bemerkt, daß der Hr. Profeſſor Sedgwick von einer ſolchen Vorausſetzung wirklich ausgegangen iſt und das Einſchieben des Whinſill zwiſchen die Kalkſteinſchichten in Cumberland auf ſolche Weiſe erklärt hat.

Es würde zu weit führen, wenn wir uns hier auf eine Diskuſſion von Hypotheſen einlaſſen wollten, die heut zu Tage ſehr allgemein angenommen worden ſind und mit mehr oder weniger Modifikationen an den ausgezeichnetſten Geognoſten Vertheidiger gefunden haben. Eine ſolche Diskuſſion würde außerdem dem Gegenſtande, welcher uns jetzt beſchäftigt, ganz fremdartig ſeyn. Wenn man aber auch von einer ſolchen Vorausſetzung ausgeht, ſo ſehen wir nicht ein, auf welche Weiſe man dadurch das anomale Verhalten, welches die mehrſten Derbyſhirer Gänge zeigen, nämlich die Unterbrechung derſelben durch den Toadſtone erklären will.

Es iſt nämlich eine reine willkührliche Annahme, wenn man zwei Perioden der Gangbildung in dem Derbyſhirer Kalkſteingebirge unterſcheidet, von denen die eine vor und die andere nach der Entſtehung des Toadſtone eingetreten ſeyn ſoll. Nirgends läßt ſich eine weſentliche Verſchiedenheit zwiſchen dieſen Gängen angeben, welche eine ſolche Vorausſetzung gehörig rechtfertigte. Alle Erſcheinungen führen vielmehr zu der Annahme, daß diejenigen Gänge, welche durch den Toadſtone abgeſchnitten werden, zu derſelben Zeitperiode gebildet wurden, wie die Gänge, welche den Toadſtone durchſetzen, daß alſo alle Gangſpalten vor der Entſtehung des Toadſtone ſchon vorhanden geweſen ſeyn müſſen, man mag dieſer Gebirgsart übrigens eine Bildungsurſache beilegen, welche man will. Und daraus folgt dann, daß man, um eine Erklärung von der eigenthümlichen Anomalie dieſer Gänge zu geben, alle geognoſtiſchen Hypotheſen über die Bildungsurſachen der Gangmaſſen bei Seite ſetzen muß.

Hat man aber wohl einen zureichenden Grund, die Unterbrechung der mehrſten Derbyſhirer Gänge durch den Toadſtone für eine ſo außerordentliche Anomalie zu halten, als es gewöhnlich geſchieht? Vergleicht man dieſe Anomalie mit dem Verhalten, welches die Gänge in andern Gegenden zeigen, ſo kann man nicht umhin, in dem beiderſeitigen Verhalten eine große Uebereinſtimmung zu finden. Es laſſen ſich nämlich die von dem Toadſtone unterbrochenen Derbyſhirer Gänge ſehr füglich zu derjenigen Klaſſe von Gängen rechnen, welche in ſtufenartigen Abſätzen oder in Zickzacks die Gebirgsſchichten durchſetzen, nämlich zu denen, deren wir oben ſchon gedacht haben, wie ſie in mehreren Gegenden, vorzüglich in Cumberland angetroffen werden. Ihre Entſtehung läßt ſich nach der Hypotheſe der Gangbildung durch Spalten ſehr leicht erklären, weil es nur ein beſonderer Fall der allgemeinen Erſcheinung iſt. Der Kalkſtein und der Toadſtone ſind in der Feſtigkeit ſo überaus verſchieden, daß eine Urſache, welche eine Trennung der Maſſen bewirkt auf den Kalkſtein in ganz anderer Art, als auf den Toadſtone wirken mußte. Die Veränderungen, welche die Gänge, bei ihrem Durchſetzen durch den Toadſtone in ihrer Natur und Struktur erleiden mußten, reihen ſich ganz natürlich an die Beiſpiele an, welche alle Gänge in Cumberland aufſtellen, die, wie wir geſehen haben, ſehr große Veränderungen in ihrer Mächtigkeit und in der Erzführung erleiden, wenn ſie verſchiedenartige Gebirgsſchichten durchſetzen.

Es läßt ſich freilich nicht ohne Grund der Einwurf machen, daß ſich bei dieſen zickzackartigen Gängen, deren wahre Natur ſich ſo leicht erkennen läßt, gewöhnlich doch einige Spuren von der Gangmaſſe auffinden laſſen, welche ſich in der vorausgeſetzten Spalte in derjenigen Gebirgsart, mit deren Schichtung die Spalte parallel

kluft, deutlich zeigen, wogegen ſich bei den Derbyſhirer Gängen gar nichts jenem Verhalten Aehnliches zu offenbaren ſcheint und dieſer Einwurf iſt allerdings nicht unerheblich. Allein es kann darauf auch mit Recht wohl erwiedert werden, daß man ſich noch nicht die Mühe gegeben hat, die Gangſpuren auf der Oberfläche und im Innern der Toadſtones aufzuſuchen. Die Bearbeitung dieſes Geſteins iſt ſo ſchwierig und mit ſo vielen Koſten verbunden und die Erfahrung, daß es taub oder erzleer iſt, ſo allgemein, daß die Arbeiten in allen Gruben unbezweifelt dann eingeſtellt werden, ſobald man ſich mit ihnen dem Toadſtone nähert, weil es ſcheint, daß die Erzführung der Gänge, wenn ſie ſich auch noch vollkommen im Kalkſtein befinden, doch ſchon abnimmt, ſobald der Toadſtone in die Nähe kommt. Die einzige Thatſache, welche ſich für die Fortſetzung der Gangſpalte durch den Toadſtone anführen läßt, iſt das oben erwähnte Verhalten in den neunzehn Gruben; aber dieſe ſcheint auch vollkommen hinreichend, um zu der Annahme zu berechtigen, daß ſich auch in den mehrſten andern Gruben Gangſpuren im Toadſtone antreffen laſſen werden, nur daß freilich keine unmittelbare Fortſezzung der Spalte, ſondern eine Verwerfung Statt finden muß, die in der Maſſe des Toadſtones aufgeſucht werden müßte.

## Grubenbetrieb in Cumberland.

Die über das äußere Anſehn, die geologiſche Beſchaffenheit und die metalliſchen Lagerſtätten der Gegend von Alſton Moor gemachten Bemerkungen zeigen, daß der dortige Bergbau nur mit geringen Schwierigkeiten zu kämpfen hat. Die vielen Berge der Gegend geſtatten die Anlage von Waſſerloſungsſtollen, ſo daß man nicht koſtbarer Waſſerhaltungsmaſchinen bedarf, wie in Cornwall. Auch iſt das Gebirgsgeſtein, da wo die Gänge am bauwürdigſten ſind, ſo feſt, daß die Baue faſt überall im Feſten ſtehen und keines Ausbaues bedürfen.

Verſucharbeiten. Sehr häufig gehen zu Alſton Moor die Gänge zu Tage aus, allein die das Steinkohlengebirge bedeckende Dammerde erlaubt ihre Aufſuchung nicht und nur da, wo das Geſtein entblößt iſt, kann man einen Gang verfolgen. Man unterſucht alsdann, welchen Theil der Formation er durchſetzt; hiernach und nach den Anzeigen, welche die Erfahrung dem Bergmann an die Hand gibt, entſcheidet er, ob der Gang bauwürdig ſeyn dürfte oder nicht. Im bejahenden Falle wird der Grundbeſitzer um die Erlaubniß erſucht, die Verſucharbeiten ausführen zu dürfen, welches gewöhnlich auf eine beſtimmte Zeit, zum Theil auf ſechs Monate, zugeſtanden wird. Haben nach Ablauf dieſes Zeitpunkts die Verſucharbeiten noch keinen guten Erfolg gehabt, ſo wird eine Verlängerung zugeſtanden. Die Bauluſtigen ſind der Bedingung unterworfen, die Verſuche einen Monat nach der Ertheilung der Erlaub-

niß zum Schürfen anzufangen und ſie regelmäßig bis zu Ende des beſtimmten Zeitpunkts fortzuführen und zwar ſo, daß täglich wenigſtens zwei Häuer mit Schürfen beſchäftigt werden. Der fünfte Theil von allem gewonnenen Erz wird dem Grundbeſitzer als Abgabe gezahlt.

Unter einigen beſondern Umſtänden erfolgt die Ausrichtung des Ganges mittelſt eines Schachts; allein in den gebirgigen Gegenden Cumberlands geſchieht es faſt immer mit einem ſöhlig getriebenen Stollen oder einer Grundſtrecke (Level), der an dem Fuß eines Berges angeſetzt und ſo viel, als es ſich thun läßt, auf demjenigen Lager getrieben wird, das dem Betrieb am günſtigſten iſt. Die Dimenſionen dieſer Stollen ſind immer groß genug, um auf denſelben eine bequeme Menſchen- und Pferdeförderung vorrichten zu können. So ſind ſie unten an der Sohle 3 Fuß breit, erweitern ſich dann bis zur Mitte der Höhe auf 4 Fuß, von wo ab ſie einen Bogen bilden, ſo daß die ganze Höhe 6—7 Fuß beträgt. Die Betriebskoſten eines ſolchen Stollens ſind nach der Beſchaffenheit des zu durchörternden Geſteins verſchieden. In den thonigen Lagern koſtet das Klafter (Fathom) von 1—6 Pfd. Sterl., in den Sandſteinſchichten 10—12 Pfd. und mehr noch im Kalkſtein. Da der Stollen nur ein geringes Fallen hat, ſo kann er, wenn die Gebirgsſchichten ſteil abfallen, mehrere derſelben durchſchneiden. Man beſtimmt vorher, in welchem Lager man den Gang hauptſächlich ausrichten will und ſetzt zu dem Ende den Stollen etwas unter dem Lager und in einer gewiſſen Entfernung von dem Gang an. Gewöhnlich treibt man ihn ſo, daß er auf derſelben Seite wie der Gang iſt und daß man dieſen von dem Waſſerloſungsſtollen aus durch Ueberſichbrechen (rises) ausrichten kann. Dagegen kann aber auch die Anlage des Waſſerloſungsſtollens ſo ſeyn, daß der Angriff des Ganges nach unten zu erfolgen muß; man treibt alsdann Geſenke (sumps) von dem Stollen ab. Endlich richtet man auch den Gang durch Strecken mit geringer Neigung aus, die von dem Stollen querſchlägig auf den Gang getrieben werden und die man Querſchläge (cross cuts) nennt. In allen Fällen wird auf dem Gang eine ſöhlige, ohngefähr 6 Fuß hohe Strecke (drift) getrieben, welche alle die von dem Stollen nach der Lagerſtätte getriebenen Schächte mit einander verbindet. Iſt der Gang bauwürdig, ſo wird ſofort ein regelmäßiger Abbau vorgerichtet, wo nicht, ſo ſetzt man die Verſucharbeiten fort, indem man den minder armen Theilen des Ganges folgt.

Der eigentliche Abbau wird auf die folgende Weiſe ins Werk geſetzt. Während mit dem Betriebe der Feldſtrecke fortgefahren wird, treiben andere Häuer auf dem Gang 8—10 Klafter hohe Ueberſichbrechen und von deren obern Enden eine andere, der untern parallele Vorrichtungsſtrecke (heading). Auf dieſer neuen Strecke führt

man analoge Arbeiten aus, wie auf der untern. Man hat auf dieſe Weiſe zwei Syſteme von Bauen, die durch lange Pfeiler von einander getrennt ſind, welche man darauf mittelſt Förſtenbauen gewinnt. Zwei Häuer treiben die Strecke fort und unterſtützen die Förſte mit unregelmäßig hingeſtellten, zuweilen 5—6 Fuß von einander entfernten Stempeln. Zwei andere Arbeiter zerſchlagen die gewonnenen Wände und trennen das Erz von dem tauben Geſtein, welches letztere in der Grube bleibt. Iſt der Streckenbetrieb 7—8 Klafter vorgerückt, ſo greifen zwei andere die Förſte an. Sie ſtehen dabei auf einem ſogenannten Kaſten, welcher auf in den Streckenwänden eingelaſſenen Stempeln ruht und auf welchen die Berge (deads) geſtürzt werden, ſo daß ſich die Häuer mit der Förſte erheben. Uebrigens wird bei dem Förſtenbetriebe wie gewöhnlich verfahren und es können, wie wir wiſſen, mehrere Häuer auf ein Mal dabei angelegt werden.

Die flachen Gänge oder Lager (flats) kommen nur im Kalkſtein vor, welcher ſo feſt iſt, daß die Förſte durch einige ſenkrechte Stempel gehalten wird.

Die Gewinnung erfolgt im Allgemeinen mittelſt der Sprengarbeit mit eiſernen Räumnadeln und ganz auf gewöhnliche Art, da die Bohrlöcher ſehr trocken ſind.

Faſt alle Grubenarbeiten werden zu Alſton Moor durch Kameradſchaften von vier, ſechs oder acht, zuweilen auch von zwölf Bergleuten ausgeführt. Beim Streckenbetrieb und beim Abbau verdingt man ihnen eine gewiſſe Länge, gewöhnlich von 15—20 Klaftern. Die Kameradſchaften machen ſich gegen den Grubenbeſitzer verbindlich, während einer gewiſſen Zeit zu einem gewiſſen Preiſe zu arbeiten. Da dieſe Gedinge nach dem zeitigen Verhalten des Ganges oder der Lager gemacht werden, ſo kann eine plötzliche Veränderung der Feſtigkeit und der Ergiebigkeit der Lagerſtätte eine Urſache des Verluſtes oder des Gewinnes für den Arbeiter ſeyn, wie dies einige Mal der Fall geweſen iſt, beſonders beim Betriebe der Grube Hudgill-Burn. In dem Gedinge ſind aber nicht allein die eigentlichen Gewinnungsarbeiten, ſondern es ſind auch die Koſten für Pulver, Geleuchte, Förderung der Berge und Erze bis zu Tage aus, ſo wie auch endlich die Aufbereitung, ſo daß das Erz ſchmelzwürdig iſt, darin begriffen. Der Preis des Gedinges wird nach der Anzahl der Gemäße (bing, à 8 Ctr.), die in dieſen Zuſtand zurückgeführt ſind, beſtimmt. Auf einigen Gängen gewinnt man die Erze ſehr rein und auf eine leichte Art, auf andern muß man die Sprengarbeit anwenden. Außerdem ſind die Erze auf der Lagerſtätte mehr oder weniger mit Gangart vermengt und zuweilen iſt der Gang zwar rein, aber ſo ſchmal, daß man mit demſelben eine beträchtliche Menge Nebengeſtein gewinnen muß, um die gehörige Weite der Baue zu erlangen. Nach dieſen verſchiedenen Umſtänden wird der

Preis der Gedinge beſtimmt. Mehrere von den reichen Gängen der Grube Hudgill=Burn ſind zu einem Preiſe von 8—10 Pfd. Sterl. das Bing gewonnen; in der Grube Holyfield iſt das Bing auf 14 bis 16 Pfd. Sterl. gekommen, während es auf andern Gängen 34 bis 40 Pfd. Sterl. und mehr gekoſtet hat. Im Durchſchnitt kann man zu Alſton Moor ohngefähr 30 Pfd. rechnen. Kommen nun dazu 4—5 Pfd. Transportkoſten für jedes Bing nach der 13 engl. (faſt 3 deutſche M.) von Alſton entfernten Hütte von Langley, wo man einen großen Theil der in jener Gegend gewonnenen Erze zu Gute macht, ſo betragen die Koſten für das Bing aufbereitetes Erz durchſchnittlich 34 Pfd. Sterl. Die Schmelz= und die Transportkoſten des Bleies nach der Niederlage in Newcaſtle geſtatten eine Berechnung der Produktionskoſten des Bleies. Indem dazu noch die Koſten für die Hilfsbaue und überhaupt für Arbeiten, die keinen Gewinn geben (dead works), die General= und andere Koſten kommen, ſo ſcheint es, daß der Verkaufspreis faſt der doppelte von den obigen Koſten ſeyn müſſe, wenn die Grubenbeſitzer Gewinn haben ſollen.

Die Wetterführung in den Gruben von Alſton iſt zu verſchiedenen Zeiten ſehr weſentlich verbeſſert worden. Obgleich ſich oft ein natürlicher Wetterzug zwiſchen dem Stollen und einigen von Tage niedergebrachten Schächten herſtellt, ſo iſt man doch auch häufig genöthigt geweſen, die Wetter bis auf Entfernungen von 600 Yards und länger zu führen. Unter den dazu benutzten Maſchinen ſieht man die Waſſertrommel (water blast) am häufigſten. Eine ſolche iſt im Whimſy=Schacht unweit Neuthead vorhanden, wo ſie freilich nur auf eine geringe Strecke die Wetterführung bewirkt; dagegen führt eine andere vom Tiefſten des Neutsbury=Schachts 600 Yards weit friſche Wetter einem wetternöthigen Orte zu und im Turdale hat man ſie benutzt, um eine 1 engliſche Meile lange Strecke mit Wettern zu verſehen. Man wird einſehen, daß die Waſſertrommel eine der zweckmäßigſten Maſchinen iſt, welche man zu Alſton anwenden kann, indem ſie wohlfeil ſind und nur wenig Waſſer bedürfen, wogegen ein nicht unbedeutendes Gefälle durch die von den Anhöhen niedergetriebenen Schächte erlangt werden kann. Das Waſſer ſammelt ſich in einem Kaſten auf der Stollenſohle und wird auf dieſem abgeführt.

Die zu Alſton angewendeten Wetterlutten ſind verſchieden; in der Grube Tyne=Botton beſtehen ſie aus Zinn, in der Grube Ramygille aus Gußeiſen und in andern hat man bleierne eingeführt. Die zinnernen werden bald zerſtört, jedoch haben ſie noch große Vorzüge vor den hölzernen, welche leicht faulen und alsdann die Luft verunreinigen. Die bleiernen Röhren ſind am koſtbarſten, allein ſie ſind dauerhafter und haben, wenn ſie nicht mehr benutzt werden können, einen höhern Werth.

Die Förderung der Erze zu Tage aus geſchieht auf Wagen, die auf eiſernen Schienenwegen laufen. Von den Abbauen gelangen die Erze mittelſt Rollen auf die Strecke, wo man ſie in die Wagen ladet. Das Aufwärtsfördern der Erze im Innern der Grube geſchieht mittelſt Haspeln in Kübeln; die Schachtförderung zu Tage aus wird durch Pferdegöpel bewerkſtelligt. — Die Förderwagen beſtehen aus Eichenholz; ſie ſind oben 6 Fuß und unten 4 Fuß 4 Zoll lang, oben 18 und unten 10 Zoll breit, 2½ Fuß tief und ihre ganze Höhe beträgt 4 Fuß. Der Boden iſt klappenförmig eingerichtet, ſo daß die Wagen leicht entleert werden können.

Die Förderleute werden von den Kameradſchaften der Häuer gelohnt. Es geſchieht dies nach Schichten oder für eine Ladung von acht Wagen. Die Löhne ſind natürlich nach der Länge der Förderbahn verſchieden; ſie werden ſtets durch die Grubenbeſitzer beſtimmt, denen es von Wichtigkeit iſt, daß die Förderkoſten für die Häuer ſo gering als möglich ſind. Die Wagen liefern die Grubenbeſitzer, die Pferde die Förderleute. Zuweilen zieht ein Pferd nur einen Wagen auf ein Mal, auf guten Schienenwegen aber zwei, ſo daß in einer Schicht 16—24 Wagen zu Tage ausgefördert werden können. Bei den Förderlöhnen, welche 3—8 Schilling für die Schicht betragen, berückſichtigt man das Gewicht der Ladungen nicht, allein man rechnet dazu das Füllen und das Entleeren der Wagen.

Aus dem Geſagten erſieht man, daß der Bergbau in Cumberland nichts Bemerkenswerthes darbietet, wenn man nicht die eigenthümliche Methode des Lohnens der Arbeiter als ſolche nimmt, die man auch, wie wir Bd. IV., S. 435 ꝛc. ſahen, in andern Bergwerken anwendet. Die Vortheile dieſer Einrichtung zeigen ſich von ſelbſt. Um das Innere der Erdrinde aufzuſchließen, um aus demſelben die nutzbaren Mineralien zu gewinnen, iſt die Arbeit ſehr vieler Menſchen erforderlich, ſo daß die größte Ausgabe in den Arbeitslöhnen beſteht. Es läßt ſich dies hauptſächlich auf die Bergwerke von Alſton Moor anwenden; ein guter Bergwerkshaushalt ſucht daher nicht allein die mechaniſchen Hilfsmittel, ſondern auch die Menſchenkräfte auf die beſtmögliche Weiſe zu benutzen, indem er bei den Bergleuten einen Beobachtungs- und Entdeckungsgeiſt rege macht, der die glücklichſten Reſultate hervorbringen muß.

Dieſer Zweck ſcheint uns in England erreicht worden zu ſeyn.

Wir ſehen, daß zu Alſton Moor die Gänge mittelſt Schächten oder Stollen ausgerichtet werden, daß das Grubenfeld durch die Vorrichtungsbaue in gewiſſe Theile getheilt wird, die gewiſſen Kameradſchaften der Bergleute überlaſſen werden. Dieſe gewinnen das Erz, fördern es zu Tage aus und bereiten es auf und zwar Alles in Gedingen, die mit dem Verkaufspreis des Metalls im gewiſſen Verhältniß ſtehen. Die Arbeiter ſorgen außerdem für faſt alle Materialien, wie Gezähe, Pulver, Geleuchte ꝛc. Offenbar iſt es nun für die

Grubenbeſitzer, nach Vollendung der Ausrichtungs- und Vorrichtungsarbeiten ſehr vortheilhaft, auf eine zweckmäßig beſtimmte Zeit einem oder mehreren Vereinen von Bergleuten den Grubenbau zu übergeben, deren Vortheil nicht allein eine möglichſt reine Gewinnung, ſondern auch eine reine Aushaltung des Erzes von dem tauben Geſtein, damit die Aufbereitung nun leichter und wohlfeiler ſey. Dabei ſind die Grubenbeſitzer oder deren Beamten im Stand, eine genaue Aufſicht über die Arbeiter, durch deren Hände die Erze gehen und welche ſie lohnen, auszuüben. Auf dieſe Weiſe wird ein Haushalt erreicht, den die ſchärfſte Beaufſichtigung bei der gewöhnlichen Einrichtung der Gedinge und der in Tagelohn ausgeführten Arbeiten nicht erlangen kann. Wir ſehen die Schwierigkeiten der Einführung dieſer Haushaltseinrichtungen in unſern deutſchen Bergwerken recht gut ein, allein wir ſind auch eben ſo ſehr überzeugt, daß dadurch an manchen Orten ſehr glückliche Reſultate erreicht werden würden.

## Zweiter Abſchnitt.

### Ueber die Aufbereitung (dressing) der Bleierze.

Die Aufbereitungsarbeiten, welche mit den Bleierzen in England vorgenommen werden, um ſie der Hütte in dem erforderlichen Zuſtande der Reinheit zu übergeben, laſſen ſich in drei verſchiedene Abtheilungen bringen, welche zum Gegenſtande haben;

1) Das Klauben und Abläutern der Erze.
2) Das Zerkleinern derſelben.
3) Die eigentliche Waſcharbeit.

Ehe wir die verſchiedenen Operationen beſchreiben, wollen wir erſt die Apparate und Gezähe anführen, deren man ſich an verſchiedenen Orten und unter verſchiedenen Umſtänden dazu bedient.

#### Apparate zum Klauben und Abläutern der Erze.

Dieſe Apparate beſtehen aus Sieben, aus Läuterheerden oder aus Gattern.

1) Das große Sieb, deſſen man ſich in Derbyſhire bedient, um die aus der Grube kommenden Erze in großes und kleines Haufwerk zu ſortiren, iſt aus Eiſendraht geflochten und hat Maſchen, deren jede Seite 0,0254 Meter oder 1 Zoll engl. groß iſt.

2) Ein kleineres Sieb, deſſen Maſchen aber eben ſo, wie die des vorigen, geflochten ſind, dient dazu, das grobe und feine Haufwerk in einem mit Waſſer angefüllten Faß abzuläutern.

3) Zuweilen macht man aber in Derbyſhire von dem kleinern Siebe gar keinen Gebrauch, ſondern begnügt ſich damit, das Erzhaufwerk in einer mit Waſſer angefüllten Butte (standing buddle) mit einer Rührſtange umzurühren.

4) Der Läuterheerd (running buddle) dient gleichzeitig zum Abläutern und zum Klauben der Erze. Dieſer Heerd beſteht aus einer aus Bretern oder Bohlen gearbeiteten Fläche, die von hinten nach vorn eine ſehr geringe Neigung hat. Die hintere Kante und die beiden Seitenkanten dieſer Fläche ſind mit niedrigen Borten oder Rändern verſehen, von denen die hintere Borte einen Einſchnitt erhalten hat, durch welchen ſich ein Waſſerſtrom auf die Heerdfläche verbreiten kann. Das Erz wird vermittelſt einer Rührſtange auf der Heerdfläche hin und her gezogen und dem Waſſerſtrom ausgeſetzt. Die Vorrichtung war früher die einzige, deren man ſich zu Alſton Moor zum Abläutern der Erze bediente. Sie iſt nach und nach durch die folgende verdrängt worden.

5) Das Gatter (Grate). Es iſt aus Quaderſtäben von geſchmiedetem Eiſen zuſammengeſetzt, die 0,03 Meter dick und 0,6 bis 0,8 Meter lang ſind. Dieſe Stäbe liegen dergeſtalt parallel neben einander, daß zwiſchen ihnen ein Zwiſchenraum von 0,03 Meter Weite bleibt. Ueber dieſem Gatter iſt eine hölzerne Rinne angebracht, um einen Waſſerſtrom auf die Mitte des Gatters zu leiten. Unten befindet ſich ein geneigter Heerd oder eine Ebene, welche zu einem runden Sumpf von etwa 0,6 Meter Durchmeſſer führt, in welchem ſich der erzhaltende Staub anſammelt, welcher durch den Waſſerſtrom von dem Gatter weggeſpült wird.

### Apparate zum Zerkleinern der Erze.

1) Die Handpoche (bucker). Sie war lange Jahre hindurch das einzige Werkzeug, deſſen man ſich zum Zerkleinern der Erze in England bediente. Dieſe Handpochen ſind gegoſſene eiſerne Platten von 0,076 Meter (3 Zoll engl.) im Quadrat. Hinten ſind ſie mit einem Ringe verſehen, durch welchen ein hölzerner Handgriff geſteckt wird. In der Gegend von Alſton Moor hat man ſie ganz abgeſchafft und dagegen Quetſchwerke vorgerichtet; aber in Derbyſhire bedient man ſich noch allgemein der Handpoche, um das ungeſchiedene Erz, welches knock-stone-stuff heißt, zu zerkleinern.

Auf den Gruben zu Derbyſhire findet man in ſolchen Werkſtätten für die Handpocher (knockers) eine erhöhte Bühne, die aus einer ſtandhaften, feſten Mauer von 3 Fuß Höhe beſteht. Hinter dieſer Bühne befindet ſich eine ebene Fläche, die etwas höher liegt, als die erwähnte Bühne und etwa 4 Fuß breit iſt. Dieſe Fläche iſt hinten und an den beiden Seiten mit einer niedrigen Mauer eingefaßt, um die zu pochenden Erze, welche auf dieſe Fläche geſchüttet werden, zuſammen zu halten. Die erhöhte Bühne oder die vor der Fläche befindliche Mauer iſt entweder mit glatten, flachen und ſehr feſten Steinen oder gewöhnlich mit einer gegoſſenen eiſernen Platte von 7 Fuß Länge, 7 Zoll Breite und 1½ Zoll Dicke

belegt. Dieſe Platte führt den Namen knock-stone. Bei der Arbeit ſitzen die Arbeiter vor dem knock-stone und zerſchlagen das ungeſchiedene Erzhaufwerk mit dem bucker.

2) Das Walzwerk zum Zerkleinern oder die Quetſchmaſchine (crushing-machine). In der Gegend von Alſton Moor ſind jetzt ganz allgemein die Quetſchmaſchinen zum Zerkleinern des ungeſchiedenen Erzhaufwerks eingeführt, weil dieſe Arbeit in ökonomiſcher Hinſicht ſehr vortheilhaft iſt. Seit etwa 25—30 Jahren hat man dort dergleichen Maſchinen *).

Dieſe Quetſchmaſchinen, Fig. 10, Taf. 23, beſtehen in der Hauptſache aus drei Paar Walzen, von denen das eine Paar y y′ mit Cannelirungen verſehen iſt, die beiden andern Paare, Z Z, Z′Z′, aber glatt ſind. Die beiden Walzen eines jeden Paars werden mittelſt der Zahnräder m m m, Fig. 11 und 12, welche an den Axen der Walzen ſitzen, von denen zwei und zwei in einander greifen, in umgekehrter Richtung umgedreht. Alle drei Walzwerke werden durch ein einziges Waſſerrad in Bewegung geſetzt, deſſen äußere Peripherie durch die punktirte Linie a a, Fig. 10, bezeichnet wird. Die drei Walzenpaare liegen in der Richtung eines Dreiecks, deſſen eine Spitze nach oben gekehrt iſt und deſſen andern beiden Spitzen in einer Horizontale liegen. Das cannelirte Walzenpaar liegt über und zwiſchen den beiden glatten Walzenpaaren, ſo daß das Erz, welches durch die cannelirten Walzen gegangen iſt, auf die beiden glatten Walzenpaare fällt und zwiſchen den glatten Walzen durchgedrückt wird. Die bewegende Kraft des Waſſerrads iſt unmittelbar mit dem Zapfen der einen cannelirten Walze verbunden. An eben dieſem Zapfen liegt das Kuppelungsrad für die zweite cannelirte Walze und zugleich ein gegoſſenes eiſernes Vorgelege D, welches in zwei andere eiſerne Vorgelege e e eingreift, die ein jedes an dem Zapfen der einen glatten Walze der beiden glatten Walzenpaare liegen, ſo daß die drei Vorgelege dieſelbe Lage, ein Dreieck, haben, wie die drei Walzenpaare ſelbſt. Ueber dem cannelirten Walzenpaar befindet ſich ein großer Trichter S, aus welchem die Erze vermittelſt einer beſondern Vorrichtung auf die cannelirten Walzen fallen. Der ganzen Quetſchwerkvorrichtung gibt man eine ſolche Lage, daß der ſo eben erwähnte Trichter noch unter einem Schienenwege liegt, auf welchem die Erze, in Wagen gefüllt, zum Zerkleinern dergeſtalt vorgelaufen werden, daß die Wagen, ſobald ſie ſich auf dem Schienenweg über dem Trichter befinden, ausgeleert werden können, weshalb der Trichter auch ſo groß iſt, daß er wenigſtens den räumlichen Inhalt eines Wagens hat. Die Wagen

---

*) Wegen der genauen Beſchreibung eines ſolchen Quetſchwerks verweiſen wir auf Bd. IV., S. 583 ꝛc.

ſind, ſtatt eines feſten Bodens, mit einer nach außen ſich öffnenden Fallthür verſehen, welche durch einen leichten Mechanismus geöffnet und geſchloſſen werden kann. Der Trichter hat aber unten am Boden eine Spalte (shol), deren Länge faſt eben ſo viel beträgt, als die der Walzen und welche beſtändig offen iſt, ſo daß das Erz ununterbrochen aus dem Trichter auf die cannelirten Walzen fallen kann. Durch die hölzerne Stange i, Fig. 12, an dem Trichter, welche gegen die Zähne des Rades m drückt, wird jener bei einem jedesmaligen Umgange der Walzen gerüttelt, damit die Erze herausfallen. Die Größe und die Entfernung der Spalte von dem Walzenpaar müſſen ſo regulirt ſeyn, daß niemals mehr Erze auf die Walzen fallen, als dieſe zermalmen können. Auch pflegt man wohl etwas Waſſer durch die Spalte des Trichters auf die Walzen fallen zu laſſen, damit dieſe ſich nicht zu ſehr erhitzen. —

Wenn die Erze durch die cannelirten Walzen durchgegangen ſind, ſo fallen ſie auf ein Paar geneigte Ebenen n n, welche ſich faſt unmittelbar unter dem Zwiſchenraume, den beide Walzen zwiſchen einander laſſen, mit einander vereinigen und werden vermittelſt dieſer Ebenen auf die tiefer liegenden beiden glatten Walzenpaare geleitet.

Die cannelirten und die glatten Walzen ſind alſo die Hauptbeſtandtheile der Maſchine. Die Walzen ſind von Gußeiſen und die glatten Walzen ſorgfältig abgedreht. Die Zapfen aller drei Walzenpaare haben Lager von Meſſing, die in andern größern gegoſſenen eiſernen Lagern **K** liegen. Dieſe gußeiſernen Lager haben eine lange Rinne oder Fuge, in welche die eigentlichen meſſingenen Zapfenlager dergeſtalt eingeſchoben werden können, daß nur das Lager der einen Walze f feſt liegt und ſich nicht verrücken kann, wogegen das meſſingene Lager der zweiten Walze **g** ſeitwärts in der Fuge des Lagers von Gußeiſen auszuweichen vermag. Die bewegliche Walze wird daher der feſtſtehenden mittelſt eiſerner Hebel näher gerückt, welche an ihren Enden Gewichte **P** tragen und welche gegen Stellkeile **M** treten, die ſich auf einer ſchiefen Fläche **N** bewegen können. Die Keile drücken alsdann gegen die Stange **O**, die mit dem Zapfenlager der beweglichen Walze in Verbindung ſteht. Auf dieſe Weiſe kann an der Maſchine kein Bruch vorfallen, wenn zufällig ein Mal ſehr große oder ſehr harte Stücken durch die Walzen gehen ſollten. Die eine Walze wird ſich in ſolchem Fall ſo lange abſchieben, bis das Stück durchgegangen iſt, ohne daß die Maſchine Schaden nimmt.

Außer dieſen drei Paar Walzen, welche ganz weſentlich zu jeder Quetſchmaſchine gehören, iſt zuweilen auch wohl noch ein viertes Paar angebracht, welches zum Zerkleinern der mittelmäßig großen Stücken Erz und des weniger oder auch ſehr wenig reichen Erzes (**chats und cuttings**), welches beim erſten Siebe in dem

Setzſiebe abfällt (man ſehe weiter unten), angewendet wird. Die Walzen dieſes Paares, welche, wegen des Gebrauchs, zu welchem ſie gewöhnlich beſtimmt ſind, chats rollers heißen, ſind nicht cannelirt, ſondern glatt. Die eine von dieſen Walzen iſt gewöhnlich auch unmittelbar an der Axe des Waſſerrads, aber auf der gegenüber liegenden Seite angekuppelt und beide Walzen ſtehen vermittelſt zweier Kuppelungsräder mit einander in Verbindung.

Pochwerke (stamp-mills) ſind eben ſo häufig im Gebrauch wie Quetſchwerke und mit beiden werden dieſelben Zwecke beabſichtigt. Gewöhnlich pflegt man indeß ſolche Erze, die in ſehr feſten Gangarten brechen, durch deren Zermalmung die Quetſchwerke zu viel leiden würden, auf Pochwerken zu zerkleinern. Noch häufiger aber bedient man ſich der Pochwerke dann, wenn zermalmtes Erz, welches ſchon einen gewiſſen Grad von Feinheit erlangt hat, zu einem noch feinern Korn gebracht werden ſoll. Alle Pochwerke in der Gegend von Alſton-Moor werden durch Waſſerräder betrieben. Die Einrichtung dieſer Pochwerke ſtimmt übrigens mit derjenigen der Pochwerke überein, die zur Aufbereitung der Zinnerze dienen und welche wir in dem von der Gewinnung des Zinnes handelnden Kapitel kennen lernen werden.

Apparate, welche zum eigentlichen Siebſetzen dienen.

1) Das Handſieb (hand-sieve). Dieſe Siebe haben viereckige, aus Eiſendraht geflochtene Maſchen. Die Siebe ſind rund, haben etwa 18 Zoll engl. Durchmeſſer und ſind nach Umſtänden gröber oder feiner. Der Arbeiter hält das Sieb mit beiden Händen und bewegt es, drehend und ſtoßend, in einer mit Waſſer angefüllten Butte (tub oder ore vat), wobei er es bald in horizontaler Richtung hält, bald nach dieſer oder nach jener Seite neigt.

2) Das Setzſieb (bracke-sieve) iſt rechtwinklicht viereckig, ſo wie auch das Faß, in welchem es bewegt wird. Die Maſchen beſtehen aus ſehr ſtarkem Eiſendraht und bilden Quadrate, von denen jede Seite ⅜ Zoll engl. lang iſt. Das Sieb hängt am Ende eines zweiarmigen Hebels (brake) und iſt zugleich mit einer Handhabe verſehen, welche ein Parallelogramm bidet, ſo daß ſich das Sieb um ſeine Axe drehen kann. Durch die Handhabe ſteht das Sieb mit dem einen kürzern Hebelarm in Verbindung. Die Bewegung erfolgt vermittelſt des längern Hebelarms durch Knaben, welche den Hebelarm in kurzen und ſtarken Stößen auf- und nieder ziehen und dadurch dem Sieb am entgegengeſetzten Hebelarm die Bewegung mittheilen. Man wendet in Cumberland aber auch Setzſiebe an, die ein gußeiſernes Gatter haben mit Spalten von ⅛ Zoll Weite. Daſſelbe wird durch eine Welle, die mit dem Waſſerrad in Verbindung ſteht und durch eine Kurbel bewegt.

## Apparate zum Waſchen oder Schlämmen der Erze.

Außer den Läuterheerden (running buddle) die ſchon vorhin (Nr. 4) beſchrieben ſind und außer der Seilarbeit bedient man ſich noch verſchiedener Gräben und Heerde bei der Erzaufbereitung. Dieſe ſind folgende:

1) Der Spülgraben (trunk buddle). Dies iſt eine Art von Wäſchgraben, wie er in Deutſchland üblich iſt. Er beſteht aus zwei Theilen, aus der Bühne, welche einen Waſſerſtrom aufnimmt und aus dem eigentlichen Graben, welcher eine glatte und horizontale Fläche bildet.

Das Erz, welches gewaſchen oder geſpült (trunked) werden ſoll, wird auf der Bühne ausgebreitet. Der Arbeiter ſteht ſeitwärts und rührt die Erze mit einem gekrümmtem Werkzeug um, wobei er von Zeit zu Zeit die größern Stücken, welche das Waſſer nicht mit fortnehmen will, abhebt. Die feinern Erztheilchen werden durch das Waſſer auf den Heerd geführt, wo ſie ſich abſetzen.

2) Der Schlämmgraben (stirring buddle), welcher zum Waſchen der Schlämme dient, wie er auch wohl in Deutſchland angewendet wird. Auch dieſer beſteht aus zwei Theilen, nämlich 1) aus der Bühne, auf welche vermittelſt einer Zulaßöffnung ein Waſſerſtrom geleitet wird, deſſen Stärke ſich jedes Mal durch die der Oeffnung zuzutheilende Größe beſtimmen läßt. Dieſe die Menge des zuſtrömenden Waſſers beſtimmende Oeffnung wird dort plug-hole genannt; 2) aus einem Graben, welcher eine glatte und ganz ſöhlige Ebene bildet. Die Schlämme werden in dem Waſſer auf der Bühne ganz vollkommen zertheilt und durchgerührt, ſo daß die trüben Waſſer von der Bühne auf den Graben abfließen, wo ſich die reineren Theile zuerſt und nach oben abſetzen.

3) Der Schlämmheerd (nicking buddle). Dieſer Heerd beſteht eigentlich aus drei Theilen, nämlich aus einem Waſſerzuführungsgraben, aus einer unmittelbar unter demſelben befindlichen, die gewöhnliche Bühne vertretenden, geneigten oder ſchiefen Ebene und aus dem eigentlichen glatten und faſt ganz horizontal liegenden Heerde. Die Menge des Waſſers, welches aus dem Graben oder Kanal auf die geneigte Ebene fließen ſoll, wird ebenfalls durch eine Oeffnung (plug-hole), deren Weite ſich nach den Umſtänden verändern läßt, beſtimmt. Die geneigte Ebene, welche ſich über dem Heerde befindet, heißt nicking-board. Das Verfahren bei der Arbeit beſteht darin, daß man eine dünne Lage Schlammſchlieche (slime) auf dem nicking-board ausbreitet und auf die Oberfläche derſelben einen ſehr dünnen Waſſerſtrahl ſtrömen läßt, welcher die Schlämme durchdringt und ſich in viele kleine Ströme zertheilt. Dieſe kleinen Ströme führen die feinen Schlämme nach und nach mit ſich fort und ſetzen ſie auf

der unter dem **nicking-board** befindlichen Heerdfläche ab, wobei, nach Verhältniß des ſpecifiſchen Gewichts, die leichtern Theile weiter fortgeſchlämmt werden und die ſchwerern mehr oberhalb liegen bleiben.

Eine eigentliche Waſcharbeit auf liegenden Heerden oder auch auf Stoßheerden findet alſo in England gar nicht ſtatt, ſondern nur ein Schlämmen, welches hier eine für ſich beſtehende Arbeit iſt, bei welcher die röſcheren Schlämme auf dem **running-buddle** und auf dem **trunk-buddle** und die zäheren Schlämme auf dem **stirring-buddle** und auf dem **nicking-buddle** geſchlämmt werden. In Deutſchland wird dieſe Schlämmarbeit in den mehrſten Fällen als eine bloße Vorarbeit für die Wäſcharbeit betrachtet, weshalb die Schlämmgraben dann auch einiges Gefälle haben können. In England übt man aber die Waſcharbeit, mit Ausnahme der Behandlung der röſchen Schlieche, auf dem **running-buddle** gar nicht aus, giebt deshalb den Schlämmgraben gar kein Gefälle und ſucht dadurch die Schlieche reicher zu erhalten. Immer würde dieſer Zweck aber nicht ganz vollſtändig erreicht werden, weshalb man in England eine andere Vorrichtung hat, um die auf dem **trunk-buddle**, auf dem **stirring-buddle** und auf dem **nicking-buddle** erhaltenenen Schlieche, ohne weitere Wäſcharbeit, völlig zu reinigen. Dieſe Vorrichtung iſt folgende:

4) Das Schlämmfaß (dolly-tub), Fig. 14, 15 und 16, Taf. 23, iſt ein hölzernes Faß, welches die Geſtalt eines ſchwach abgeſtumpften Kegels hat, deſſen etwas größere Fläche nach oben gekehrt iſt. Das Faß iſt oben ganz offen und nur mit einer Leiſte verſehen, welche, nach der Richtung des Durchmeſſers, über der Oeffnung liegt, um eine ſtehende Welle **AB** (dolly) befeſtigen zu können, deren unterer Zapfen durch die erwähnte Leiſte hindurch geht, ſo daß die Welle genau die Axe des Faſſes oder des abgekürzten Kegels bildet. An dem obern Zapfenende iſt eine Kurbel in gewöhnlicher Art angebracht, vermittelſt deren die Welle um ihre Axe gedreht werden kann. An der Welle ſelbſt ſind nach zwei entgegengeſetzten Richtungen Flügel aus Bretern eingeſetzt, welche dazu dienen ſollen, die in dem Schlämmfaß befindliche flüſſige Maſſe in Bewegung zu ſetzen. Das Faß wird mit Waſſer und mit den von den Schlämmgraben erhaltenen Schliechen angefüllt, worauf die Welle vermittelſt der Kurbel in Bewegung geſetzt wird. Alsdann bleibt das Faß ruhig ſtehen, damit ſich die metalliſchen Theile von den erdigen trennen können. Dieſe Separation wird noch dadurch befördert, daß man während der Zeit, in welcher die Maſſen ſich ſetzen, an die Wände des Faſſes ſchlägt, wodurch das Niederſinken der metalliſchen Theile beſchleunigt wird.

5) Die Schlammſümpfe (slime pits). Bei den verſchiedenen Arbeiten des Abläuterns, des Zermalmens und des Schläm-

mens der Erze, wobei man ſich des hinzuſtrömenden Waſſers bedient, läßt es ſich ganz unmöglich vermeiden, daß nicht einige Bleiglanztheilchen von dem abgehenden Waſſer oder vielmehr von der Trübe mit fortgeführt würden. Um auch dieſe zu ſammeln und wieder zu gewinnen, bedient man ſich der Schlammſümpfe, welche in Derbyſhire buddle-holes und in Alſton-Moore slime pits genannt werden. Ein Syſtem von ſolchen Sümpfen wird jedes Mal in der Nähe von Punkten angebracht, wo eine oder die andere von den vorhin genannten Arbeiten ausgeführt wird.

Die Sümpfe haben eine cylindriſche Geſtalt und etwa 6 Met. Durchmeſſer. Die Tiefe beträgt nur 0,6 bis 1 Meter. Wenn das von den Quetſchwerken, Pochwerken, Schlämmheerden u. ſ. f. abfließende Waſſer in einen ſolchen Schlammſumpf geführt wird, ſo ſenkt ſich das mechaniſch mit fortgeriſſene Erz allmälig zu Boden und das Waſſer, welches nun nicht benutzt wird, läuft faſt ganz klar ab.

## Verfahren beim Klauben und bei dem Abläutern der Erze.

### 1) In Derbyſhire.

In Derbyſhire werden die Erze, ſo wie ſie aus der Grube kommen und eigentlich noch ein Gemenge von wirklichen Erzen mit Bergart ſind, in welchem Zuſtande man ſie bowse nennt, möglichſt nahe beim Förderungspunkte auf einer Ausſchlagebühne (striking-floor) abgeſtürzt und dort von den Ausſchlägern (strikers) der Größe nach ſortirt. Man macht dabei folgende drei Sorten:

A. Die gröbſten Stücke (knockings) ſind Pocherze, welche zum Quetſchwerk oder ins Pochwerk kommen. Sie werden nur mit der Hand ausgehalten. Was dann übrig bleibt, kommt zum Abläutern auf die weiter oben beſchriebenen Siebe, wobei man alsdann die beiden folgenden Hauptabtheilungen erhält.

B. Erze, die auf den Sieben liegen bleiben; ſie heißen ridlings oder picking-stones.

C. Grubenklein oder erdige Theile, welche durch das Sieb gehen. Sie heißen fell und werden bei Seite auf eine beſondere Halde geſtürzt, welche fell-heap genannt wird.

Die Pocherze A oder die knockings kommen an einen beſondern Ort, nämlich zur Klaubebühne (bank), wo die Erzklauber (banksman) vermittelſt eines Fäuſtels die Erze zerſetzen und folgende drei Sorten machen.

A′ Stufferze; ſie werden auf einen beſondern Haufen (bing-heap) aufgeſchüttet.

A″ Scheideerze oder Erze, die aus Bergart mit mehr oder weniger fein eingeſprengten Erzen beſtehen. Sie haben die Größe

einer Wallnuß und werden in dieſem Zuſtande den Pochern (knockers) übergeben, um ſie zu kleineren Stücken zu zerſchlagen.

A‴ Berge, nämlich Stücken, die blos aus Bergart beſtehen und ſogleich weggeſtürzt werden.

Die weniger groben Erze B, welche beim Abläutern auf dem Siebe liegen geblieben ſind, die ridlings oder picking-stones, kommen nun zum eigentlichen Läutern. Die Erzwäſcher, welche dieſe Läuterarbeit verrichten, heißen pickers. Sie bedienen ſich dazu entweder eines feineren Siebes oder der standing-buddle (Läuterfaß Nr. 3, ſ. weiter oben). Im erſten Fall wird das Sieb mit einer gewiſſen Menge von ridlings angefüllt und in einem mit Waſſer angefüllten Faß hin und her bewegt.

Im zweiten Fall werden die ridlings unmittelbar in das mit Waſſer angefüllte Faß geworfen und mit einem Rührhaken umgerührt. In beiden Fällen werden die Erze von dem auf der Oberfläche befindlichen Grubenſchmand gereinigt, welcher auf den Boden des Läuterfaſſes fällt. Die gereinigten Erze kommen auf eine Klaubebühne, wo die Scheideerzklauber (pickers) die Separation vornehmen und folgende drei Erzſorten machen:

B′ Stufferze.

B″ Pochgänge, knock, stone-stuff, welche zum Verpochen abgegeben werden.

B‴ Berge, welche als taub und unhaltig weggeſtürzt werden.

Die Stufferze B′ kommen ebenfalls, ſo wie A′, auf einen Haufen für die Stufferze (bing-heap) in das Erzmagazin (ore-coe).

Die Pocherze B″ (knock-stone-stuff) ſind ein Gemenge von Bergart mit eingeſprengtem Erz, von ſehr verſchiedener Beſchaffenheit. Sie werden von den Pochern (knockers) weiter aufbereitet.

Durch dieſe Reihe von Arbeiten entſtehen alſo folgende vier verſchiedene Sorten von Erzen:

A′ und B′ Stufferze.

A″ und B″ Pocherze, knock-stone-stuff, zur weiteren Aufbereitung.

C. Grubenklein, welches durch das erſte grobe Läuterſieb geht und fell genannt wird; ebenfalls zur weitern Aufbereitung.

A‴ und B‴ Berge, welche ganz weggeſtürzt und nicht mehr zu einer weitern Aufbereitung genommen werden. Weiter unten werden wir zeigen, worin die Arbeiten beſtehen, welche man mit der zweiten und dritten Erzſorte vornimmt.

Digitized by Google

### 2) In Cumberland.

In der Gegend von Alſton-Moor in Cumberland geſchieht die Arbeit des Abläuterns und Klaubens gewöhnlich auf dem Gatter, deſſen wir oben Nr. 5 gedacht haben.

Das Erz, ſo wie es aus der Grube kommt (bouse ore), wird ſogleich auf das Gatter gebracht und dem Waſſerſtrom ausgeſetzt, welcher aus der Rolle auf das Gatter geleitet wird. Man rührt das Erz auf dem Gatter mit einer Stange hin und her und ſowohl durch dieſes Rühren, als durch das eigene Gewicht der Erze und durch das zuſtrömende Waſſer gehen die ſämmtlichen kleinern Erztheile (cuttings) durch die Zwiſchenräume, welche die Stäbe des Gatters bilden. Unter dem Gatter befindet ſich ein Sumpf, in welchem die cuttings aufgefangen werden. Alle Erztheile, welche die Größe einer Wallnuß und darüber haben, bleiben auf dem Gatter liegen.

Dieſe größern Erzſtücken werden von den Arbeitern abgehoben und, in ſofern ſie nicht etwa aus reinem Erz beſtehen und zu groß ſind, zerſchlagen, um vier verſchiedene Erzſorten zu machen. 1) Faſt ganz reine Erze oder Stufferze. 2) Stufferze, die noch etwas Bergart bei ſich haben. 3) Scheide- oder Pocherze, nämlich Erze, die noch ſehr mit Bergart gemengt ſind. 4) Berge oder taube Erze, die keine metalliſchen Theile enthalten und weggeſtürzt werden.

Die ganz reinen Erzſtücken oder die Stufferze, welche die erſte Sorte ausmachen, werden, wenn ſie zu groß ſind, mit leichten Fäuſteln zerſchlagen und ins Erzmagazin (bing-stead) gebracht.

Die Stufferze, welchen noch etwas Bergart beigemengt iſt, welche die zweite Sorte bilden, kommen in einen beſondern Aufbereitungsraum, wo ſie mit der Handpoche bis zur Größe einer großen Haſelnuß zerſetzt werden. Das auf dieſe Art zerkleinerte Erz wird dann entweder auf den Läuterheerd (running-buddle) Nr. 4 oder auf ein Sieb und von dort ins Magazin zu den reinen Stufferzen gebracht.

Nur diejenigen Erze, welche den Bleiglanz in der Gebirgsart eingeſprengt enthalten und knockings heißen, werden einer vollſtändigen Aufbereitung durch Pochen und Schlämmen unterworfen.

Die kleinen Erztheilchen (cuttings), welche durch das Gatter gefallen ſind, kommen, wenn ſie reich genug ſind, unmittelbar zum Siebſetzen. Iſt dies nicht der Fall, ſo werden ſie zuerſt mehr und gleichartiger zerkleinert, welches entweder durch Maſchinen oder unter der Handpoche geſchieht.

Durch dieſe verſchiedenen Operationen wird das rohe Erz (bouse) in folgende vier Sorten getheilt:

a) Zerſetzte Stufferze, welche ſo rein ſind, daß ſie unmittelbar zum Schmelzen abgegeben werden können.

b) Scheideerze, welche erſt durch die Pocharbeit zur weitern Aufbereitung vorbereitet werden müſſen.

c) Feine Scheideerze, welche nach ihrem verſchiedenen Erzgehalt entweder unmittelbar zum Siebſetzen kommen oder einer weitern Zerkleinerung durch die Pocharbeit unterliegen.

d) Berge, welche über die Halde geſtürzt werden.

## Verfahren beim Zerkleinern der Bleierze.

### 1) In Derbyſhire.

In Derbyſhire werden die gemengten Erze oder die Pocherze (knock-stone-stuff), welche bei den Arbeiten A″ und B″ erhalten wurden und welche ſchon bis zur Größe einer Wallnuß zerkleinert ſind, vermittelſt der Handpoche (bucker) durch die Pocharbeiter (knockers) in den ſchon oben Nr. 1 beſchriebenen Werkſtätten zerkleinert. Vor dem knock-stone ſitzend, ziehen ſie mit einer Kratze eine gewiſſe Quantität Pocherze von der hinter dem knock-stone befindlichen Bühne auf die Pochſohle, zerſchlagen ſie bis zur Größe einer Erbſe und laſſen das zerſetzte Erz vor ſich zwiſchen den Füßen niederfallen.

Das auf ſolche Art zerkleinerte Erz, welches wir mit dem Buchſtaben D bezeichnen wollen, heißt knock-bark und wird zur weitern Aufbereitung abgegeben.

### 2) In Cumberland.

Zu Alſton-Moor werden die Erze b, welche noch viel Bergart enthalten und welche als eine beſondere Erzſorte beim Klauben, nach dem Abläutern auf dem Gatter, ausgehalten wurden — wenn ſie ſehr groß ſind — zuerſt mit dem Handfäuſtel bis zur Größe eines Hühnereies zerſchlagen. Dann kommen ſie zwiſchen die Walzen einer Quetſchmaſchine (crushing machine oder grinder) und werden dort zu einem groben Erzpulver zerquetſcht, worauf ſie zum Siebſetzen abgegeben werden. Auch die durch das Gatter gegangenen feinen Scheideerze unterliegen derſelben Behandlung, wenn ſie nämlich nicht reich genug ſind, um ſie unmittelbar zum Siebſetzen abgeben zu können.

Auf dieſe Weiſe erhält man von allen Poch- oder Scheideerzen folgende drei verſchiedene Erzſorten.

a) Stufferze, welche zum Verſchmelzen geeignet ſind und daher in das Erzmagazin kommen.

b) Erze zum Siebſetzen, welche von den Erzen b und c fallen, wenn dieſelben der Behandlung unter dem Quetſchwerk unterlegen haben.

c) Berge, welche ſogleich weggeſtürzt und nicht weiter aufbereitet werden.

## Verfahren beim Siebſetzen und beim Schlämmen der Bleierze.

### 1) In Derbyſhire.

In Derbyſhire werden die gepochten Erze D (knock-bark) und das Grubenklein C (fell), welches bei der erſten Abläuterarbeit erhalten wird, die mit den aus der Grube kommenden Erzen vorgenommen ward, zuerſt auf das Handſieb gebracht, deſſen wir oben Nr. 1 erwähnten. Der Siebſetzer füllt das Sieb mit einer gewiſſen Menge von der einen oder der andern Erzſorte an, taucht das angefüllte Sieb theilweiſe in ein großes mit Waſſer angefülltes Faß (ore-vat) und bewegt es drehend und ſtoßend hin und her, um durch dieſe Stöße nicht allein die Bergart und das ganze Taube, ſondern auch überhaupt alle leichtern Theile auf die Oberfläche zu bringen, welche dann vermittelſt einer mit Eiſen beſchlagenen Abhubkiſte abgenommen werden. Dieſe Abhubkiſte heißt in England limp, welches Wort mit der in der Bretagne dafür üblichen Benung lime faſt übereinſtimmt. Der erſte Abhub wird fleet oder fastage genannt; er enthält kaum mehr eingeſprengte Pünktchen von Bleiglanz und wird daher über die Halde geſtürzt. Der zweite Abhub heißt toots oder rounds; er iſt ungleich reicher, als der erſte und wird, zur weitern Aufbereitung auf dem knock-stone, beſonders aufbewahrt. Wenn das Sieb auf ſolche Art zu wiederholten Malen mit dem Erz D angefüllt worden iſt, ſo bleibt auf dem Boden deſſelben eine beträchtliche Menge Erz zurück, welches ſich als reines Erz anſehen läßt. Die größeren Stücken dieſes reinen Erzes liegen oben, die kleinern legen ſich unten an und bilden eine Schicht, welche das Geflechte des Siebes unmittelbar bedeckt. Die oben befindlichen gröbern Erze, peasy-ore, werden als reine Erze in das Erzmagazin gebracht und dort in beſondern Haufen (peasy-heap) aufgeſtürzt. Die Schicht (bedding) von ganz feinen Erzen läßt man ſehr ſorgfältig auf dem Geflechte des Siebes liegen, weil dadurch die fernere Arbeit des Siebſetzens ſehr erleichtert wird. Dieſe Schicht hat aber außerdem noch einen andern Nutzen bei einer folgenden Arbeit, welche wir demnächſt beſchreiben werden.

Bei der Arbeit des Siebſetzens fallen viele kleine Theilchen Erz und Berge durch das Sieb und ſammeln ſich auf dem Boden des Faſſes an. Wenn das Faß etwa bis zu zwei Dritteln damit angefüllt iſt, gießt man das Waſſer langſam und vorſichtig ab, ſchlägt den Niederſchlag oder den Faßvorrath (smitham) aus und ſtürzt ihn auf beſondere Haufen, worauf das Faß von Neuem mit Waſſer gefüllt und die Siebſetzarbeit fortgeſetzt wird. Dies geſchieht in der Art, daß das Geflechte des Siebes mit der Schicht von feinem reinen Erz bedeckt bleibt und daß auf dieſe Schicht ein Satz von

dem **smitham** gebracht wird. Der Setzer operirt nun genau eben ſo, wie vorhin bemerkt worden, indem er das Sieb in drehender und ſtoßender Bewegung erhält. Von Zeit zu Zeit werden die leichten Theile, welche ſich auf die Oberfläche begeben, mit der Abhubkiſte (**limp**) weggenommen. Dieſer Abhub läßt ſich auf keine andere Weiſe als durch eine Art von Schlämmarbeit weiter aufbereiten. Er heißt **buddlers-offal** und wird in einen Sumpf (**buddle hole**) gebracht. Das Erz, welches ſich ununterbrochen auf dem Geflechte des Siebes anhäuft, wird von Zeit zu Zeit abgehoben und in das Faß geworfen, in welchem ſich auch die während der Arbeit durch das Sieb gehenden ſehr feinen Erztheilchen, ſo wie die feinen Theilchen von der Gebirgsart, die ebenfalls mit durchgehen und den Schliech verunreinigen, anſammeln. Wenn der ganze aus dem Faß ausgeſchlagene Faßvorrath auf dieſe Weiſe geſetzt worden iſt, ſo ſchreitet man zu der letzten Operation, nämlich zum Reinigen der Erze oder des Schliechs.

Dieſe Reinigungsarbeit heißt **buddling the vat**. Sie beſteht darin, daß man die in dem Faß befindliche Flüſſigkeit vermittelſt einer Rührſtange in eine kreisförmige Bewegung ſetzt, damit ſich die Erztheilchen in der unterſten Abtheilung des Faſſes zu Boden ſetzen können. Das ſo gereinigte Erz wird dann mit einem Spaten, der nur einen kurzen Stiel hat, **groove-spade** genannt, ausgeſchlagen und in das Erzmagazin gebracht, wo es in beſondern Haufen (**smitham-heap**) aufgeſtürzt wird.

Die Trübe, welche das Waſſer noch in Suspenſion erhält, wird in einen Sumpf (**buddle hole**) abgelaſſen, in welchen auch der feine Grubenſchmand beim erſten Abläutern der Erze geleitet wird.

Dieſe ſehr zähen Abgänge können nur durch eine neue Reihe von Operationen, welche **buddling** genannt wird und welche eine Art von Schlämmarbeit ſind, weiter aufbereitet werden. Man bedient ſich dazu zweier Arten von Spül- oder Schlämmgräben, **jagging-buddle** und **trunk-buddle** genannt, in welchen die Ausſchläge aus den Sümpfen einem kleinen Waſſerſtrom ausgeſetzt werden. Von dieſen Operationen, welche faſt gänzlich mit denen übereinſtimmen, die man in der Gegend von Alſton-Moore zu demſelben Zweck anwendet und welche wir weiter unten beſchreiben werden, fallen zwei neue Sorten von Erzen oder Schliechen, nämlich die röſcheren, **hillock-ore** oder **pippin** und die zäheren, **belland**, welche als ganz feine Schlammſchlieche zu betrachten ſind.

### 2) In Cumberland.

Lange Zeit hindurch war das Handſieb das einzige, deſſen man ſich auf den Gruben Alſton-Moore zum Siebſetzen bediente. Jetzt iſt es aber faſt überall abgeſchafft und dagegen das Setzſieb einge-

führt. Nur in einem einzigen Falle macht man noch jetzt von dem Handſieb Gebrauch, nämlich beim Setzen der kleinen Erztheilchen (cuttings), welche durch das Gatter gegangen ſind und welche auf der einen Seite zwar zu reich ſind, um ſie durch das Pochen noch mehr zu zerkleinern, aber noch zu viel Bergart beigemengt haben, um ſie mit Vortheil auf dem Setzſiebe ſetzen zu können. Man behandelt ſie ganz einfach auf dem Handſiebe, ohne einen andern Zweck dabei erreichen zu wollen, als eine Separation der feineren Theile von denjenigen vorzunehmen, welche wegen ihrer Größe nicht durch das Sieb gehen wollen. Wenn ſich von dieſen letztern, gröbern Erzen eine hinlängliche Menge angeſammelt hat, ſo nimmt der Setzer ein rundes Handſieb, ſchlägt von den Erzen hinein und ſetzt das Sieb unter dem Waſſer des Faſſes mit großer Fertigkeit und mit einer eigenthümlichen Gewandtheit ſo lange in kreisförmige Bewegung, bis ſich eine Separation der ganz armen Erze, welche auch cuttings heißen, von den Scheideerzen, chats und von den reinen Erzen vornehmen läßt. Die beiden erſten Sorten werden mit einer eiſernen Abhubkiſte, limp, zuerſt abgehoben, worauf ſich weiter unten auf dem Siebe eine gewiſſe Menge von den Erzen findet, welche man als reine Erze betrachten kann. Die Separation dieſer reinen Erze von den armen und reichen Scheideerzen (cuttings und chats) würde ſich auf dem Setzſiebe (brake-sieve) nicht ſo gut vornehmen laſſen, als es auf dem Handſiebe geſchehen kann, weil dies erſte beſtändig in horizontaler Richtung hängt, während der Setzer dem Handſiebe bei der Arbeit faſt immer eine geneigte Lage gibt.

Alſo mit Ausnahme des eben erwähnten beſondern Falles geſchieht das Siebſetzen in der Gegend von Alſton-Moore beſtändig mit dem oben beſchriebenen Setzſiebe. Sobald die Erze in das Sieb geſchlagen ſind, beginnt ein Junge, welcher an dem Ende des langen Hebelarms ſteht, die Arbeit. Bei jedem Stoß, den das Sieb erhält, gehen nicht blos einige feine Erztheilchen durch die Maſchen des Siebes in das mit Waſſer angefüllte Faß, in welchem die Arbeit verrichtet wird, ſondern es ändert ſich dabei auch die Lage der auf dem Siebe zurückbleibenden Erze gegen einander. Durch die ſtoßweiſe erfolgende und erſchütternde Bewegung des Siebes begeben ſich die reinſten und die ſchwerſten Theile des Erzes immer mehr nach unten und legen ſich zuletzt nur allein auf dem Boden des Siebes an. Ueber dieſen reinen Erzen lagern ſich die Scheideerze oder diejenigen Erze ab, welche als ein Gemenge von Bergart mit Bleiglanz zu betrachten ſind und welche chats genannt werden. Ganz oben befinden ſich die völlig armen und ſehr leichten Theile, cuttings genannt. Die letzteren werden zuerſt mit der Kiſte (limp) abgehoben, dann werden die Erze mit eingeſprengtem Bleiglanz

(chats) ausgeſchlagen und zuletzt die reinen Erze, welche im Magazin in Haufen (bing-heap) aufgeſtürzt werden.

Die ganz armen Abhübe, cuttings, werden einer beſondern Klaſſe von Arbeitern übergeben, welche durch eine neue Siebſetzarbeit wieder zwei Sorten daraus machen, nämlich völlig taube Erze oder Berge (second cuttings) und Scheideerze, die ganz mit den chats übereinſtimmen und derſelben Behandlung unterworfen werden.

Die Scheideerze oder die Pochgänge, welche wir unter dem Namen chats angeführt haben, werden unter das Quetſchwerk (crushing machine) gebracht, wo ſie zwiſchen zwei Walzen, welche beſonders dazu beſtimmt ſind (chats rollers) oder, in Ermangelung derſelben, zwiſchen irgend einem andern Paar von glatten Walzen ſo fein zermalmt werden, als es auf einem Quetſchwerk nur geſchehen kann. Alsdann kommen ſie von Neuem zur Siebſetzarbeit und geben nun dieſelben Erzſorten, wie bei der erſten Siebſetzarbeit erwähnt worden.

Sind die Erze dieſe verſchiedenen Operationen durchgegangen, ſo hat man folgende Sorten erhalten:

1) Reines Erz (sieve-ore), deſſen Größe ſehr verſchieden iſt und von der Größe einer großen Erbſe bis zu der einer großen Bohne abweicht.

2) Tauber Abhub oder Berge, welche weggeſtürzt werden.

3) Ganz feine Abgänge, von deren weiteren Aufbereitung jetzt die Rede ſeyn ſoll.

Zu den feinen Abgängen gehören die kleinen Erztheilchen, welche durch die Maſchen der Siebe beim Siebſetzen gehen und ſich als Faßvorrath in den Setzfäſſern anſammeln. In Alſton-Moore wird dieſer Faßvorrath smiddum genannt. Wenn das Faß bis zu einer gewiſſen Höhe mit dem Niederſchlage angefüllt iſt, ſo ſchlägt man ihn aus, um ihn auf dem Läuterheerde (running buddle Nr. 4) zu reinigen. Bei dieſer Arbeit wird zuerſt ein ziemlich ſtarker Waſſerſtrom angewendet. Der Faßvorrath wird auf den obern Theil des Heerdes in einem Haufen aufgeſetzt. Der Wäſcher iſt mit einer Streichkiſte verſehen, mit welcher er von den untern Rändern des smiddum-Haufens immer bis zur Spitze deſſelben in die Höhe ſtreicht, um die reinſten Theile des Faßvorraths auf dem oberen Theile der Heerdfläche zu erhalten, während die ärmſten und die leichteſten Theile, welche smiddum-tails heißen, nach dem untern Theil des Heerdes geſpült, die allerfeinſten und leichteſten aber von dem Waſſerſtrom fortgeführt und in den Schlammſümpfen (slime pits) abgeſetzt werden, ſo daß das Waſſer ſelbſt keine Erztheile weiter mit ſich fortnimmt. Wenn der Faßvorrath (smiddum) zwei bis drei Mal auf dieſe Weiſe auf dem Läuterheerde behandelt worden, ſo iſt der Rückſtand von der letzten Operation, welcher ſich auf

dem obern Theile des Heerdes befindet, faſt ganz rein und kann nun ins Erzmagazin in Haufen (bing-stead) gebracht werden. Nach Umſtänden muß dieſe Läuterwäſche zuweilen aber auch mehr als drei Mal bei einigen Arten von Faßvorrath wiederholt werden.

Die ärmern Schlieche (smiddum-tails), welche bei dieſer Läuterarbeit auf dem untern Theil des Heerdes zurück bleiben, enthalten noch beträchtlich viel Erz. Die darin befindlichen Bleiglanztheilchen ſind aber mit ſo viel Gangart und mit ſo viel zähem Grubenſchmand verunreinigt, daß man mit dieſen smiddum-tails noch zwei neue Operationen vornehmen muß, um ganz reine Schlieche daraus zu gewinnen. Sie werden in einer Art von deutſchem Schlämmgraben, den man in Cumberland trunk-buddle nennt, der weitern Aufbereitung unterworfen. Das Verfahren dabei beſteht darin, daß man ſie auf die Bühne des Spülgrabens bringt, einen ziemlich ſtarken Waſſerſtrom darauf fließen läßt und ſie mit einer Streichſchaufel hin und her rührt. Die gröberen Stücken von Erz oder von Bergart nimmt das Waſſer nicht mit fort, ſondern dieſe bleiben auf der Bühne liegen, von wo ſie ſofort weggezogen und auf einen beſondern Haufen aufgeſtürzt werden. Dagegen werden alle die feinſten Erz- und Bergarttheilchen durch das Waſſer fortgeſpült und ſetzen ſich auf dem horizontalen Heerde des unter der Bühne befindlichen Spülgrabens in Entfernungen ab, welche mit ihrem ſpecifiſchen Gewicht oder mit dem Grade der Reinheit im Verhältniß ſtehen. Diejenigen Theilchen, welche am mehrſten Erz enthalten, bleiben auf dem obern Theil des Heerdes liegen, während die an Erz nur ſehr armen Theilchen bis zu dem untern Theile des Heerdes vom Waſſer fortgenommen werden. Die Arbeit wird ſo lange fortgeſetzt, bis der Heerd des Spülgrabens nichts mehr aufnehmen kann. Alsdann wird mit dem Zulaſſen des Waſſers auf die Bühne ſo lange eingehalten, bis der Heerd gereinigt iſt und von Neuem voll gearbeitet werden kann.

Jenes Gemenge von Erz und von Bergart, welches auf der Bühne des Spülgrabens liegen bleibt und wegen ſeines zu groben Korns nicht mit in den Graben niedergeſpült ward, enthält Theile von Bleiglanz, von Bleierzen, Kieſen und Gebirgsarten, welche alle ſo ziemlich einerlei Größe haben. Zur Abſonderung des Bleiglanzes daraus wendet man folgendes Aufbereitungsverfahren an.

Auf das Geflechte eines Setzſiebes wird eine etwa 2 Zoll hohe Schicht von feinen, reinen Setzerzen, bedding, ausgebreitet, womit man das zu ſchnelle Durchgehen der feinen Erztheilchen durch die Maſchen des Setzſiebes zu verhindern die Abſicht hat. Auf dieſe Schicht von feinen Setzerzen wird dann eine gewiſſe Quantität von dem oben erwähnten Gemenge gethan, worauf das Sieb in der gewöhnlichen Art vermittelſt des Hebels in Bewegung geſetzt wird, nur daß dem Siebe dieſe Bewegung ſehr ſanft und vorſichtig mitge-

theilt werden muß. Durch dieſe Bewegung ſepariren ſich die erzhaltenden Theilchen des Gemenges, vermöge ihres größern ſpecifiſchen Gewichts, von den weniger reichen und von den ganz armen Gemengtheilen, helfen den bedding erhöhen, ſinken nach und nach darin nieder und fallen zuletzt durch das Sieb in das Faß, wo ſie dann nur noch mit ſehr wenig minder reichem Erz, welches faſt daſſelbe ſpecifiſche Gewicht hat, verunreinigt ſind. Die Beſtandtheile des Gemenges, welche wenig oder gar keinen Bleiglanz enthalten, bleiben über demſelben bedding liegen und laſſen ſich mit derſelben Abhubkiſte (limp) ſehr leicht abheben, um zur weitern Aufbereitung ſehr armer Geſchicke abgegeben zu werden. Dieſe Arbeit, welche eine äußerſt große Vorſicht erfordert, heißt letting-in. Wenn die Schicht von Setzerzen (bedding) gehörig und gut auf der Siebfläche ausgebreitet worden iſt und das Sieb ſelbſt dann recht gut geſetzt wird, ſo iſt das durch das Sieb in das Faß niedergehende Erz gewöhnlich ſo rein, daß es zur Zugutemachung durch den Schmelzproceß keiner weitern Vorbereitung bedarf, als daß es noch ein Mal auf den Läuterheerd gebracht wird, um von dem an der Oberfläche haftenden Schmutz befreit zu werden. Dann kommt es in das Erzmagazin und wird dort auf den Haufen, bing-stead, geſchüttet.

Was ſich auf dem Heerde des Spülgrabens ſelbſt abſetzt und nicht auf der Bühne liegen bleibt, hat einen ſehr ungleichen Erzgehalt. Man macht drei Stiche:

a) Den Oberſtich, welcher den obern Theil des Heerdes einnimmt.

b) Den Mittelſtich, welcher ſich auf dem mittlern Theil des Heerdes befindet.

c) Den Unterſtich, welcher ſich auf dem unterſten Theil des Heerdes abſetzt.

Der Unterſtich enthält nur noch ſehr wenig Erztheilchen. Man übergibt ihn den Arbeitern, welche ſehr arme Geſchicke aufzubereiten haben. Das Verfahren, welches dieſe anwenden, um alles Erz, was noch mit Vortheil heraus gezogen werden kann, daraus zu gewinnen, ſoll weiter unten angegeben werden. Die beiden Stiche a und b werden, ein jeder beſonders, auf demſelben Spülgraben auf folgende Weiſe gereinigt:

Der Arbeiter ſtellt ſich quer über den Spülgraben, indem er mit einem Fuß auf dem einen, mit dem andern Fuß auf dem andern Rande des Grabens ſteht, nimmt eine Schaufel voll Oberſtich oder Mittelſtich und ſtreuet das aufzubereitende Haufwerk mit Sorgfalt längs dem obern Rand (breast board) der Bühne des Spülgrabens, von welcher das Waſſer hinabrieſelt. Das Haufwerk wird von dem Waſſer allmälig fortgeführt und auf dem Heerde des Spülgrabens abgeſetzt. Während dieſer Zeit ſtreicht ein Junge, wel-

cher unten am Spülgraben ſteht, mit einer hölzernen Streichkiſte das hinabgeführte Haufwerk von der Mitte des Heerdes nach hinten zurück und zwar beſtändig von vorne nach hinten, damit keine Erztheilchen fortgeführt werden und damit die Oberfläche der auf dem Heerde ſich abſetzenden Geſchicke immer dicht und platt bleibt, welches zum regelmäßigen Gange der Arbeit ſehr viel beiträgt. Man nimmt dieſe Behandlung mit demſelben Haufwerk zwei bis drei Mal oder auch öfter und mit einem Worte ſo oft vor, bis die Schlieche rein genug ſind, um ihnen den letzten Grad der Reinheit durch die Behandlung in dem Schlämmfaß (tolly tub) ertheilen zu können.

Wenn die Arbeit in dem Schlämmfaß (Taf. 23, Fig. 14, 15 und 16) vorgenommen werden ſoll, ſo wird das Faß bis zu einer gewiſſen Höhe mit Waſſer angefüllt und die mit den ſenkrechten Flügeln verſehene Walze (dolly) hineingeſtellt. Die Walze wird dann vermittelſt der darin befindlichen Kurbel ſchnell umgedreht, um dem Waſſer eine kreisförmige Bewegung mitzutheilen. Während dieſer Zeit wird nach und nach etwas von dem zu reinigenden Schlich (slime ore) hineingeſchüttet und zwar ſo viel, daß die Bewegung der Flüſſigkeit in dem Faß dadurch nicht gehemmt wird. Sind die Schlieche in der Flüſſigkeit vollſtändig vertheilt, ſo wird die Walze mit den ſenkrechten Flügeln ſchnell herausgezogen. Der Arbeiter ſchlägt alsdann einige Zeit lang mit einem Hammer oder mit einem dicken Stück Holz an die Wände des Faſſes, um die reinen Schlieche zu Boden ſinken zu laſſen. Die bei dem Schlich befindlich geweſenen leichteren Theile, welche faſt gänzlich nur aus tauben Schlämmen beſtehen, ſetzen ſich nicht eher zu Boden, als bis man mit dem Schlagen aufgehört hat. In dem Augenblick läßt man das Waſſer ablaufen, nimmt die außerordentlich armen Schlämme, welche den obern Theil des Bodenſatzes bilden, ab und behält nun unten in dem Faſſe ganz reines Erz, welches ausgeſchlagen, ins Magazin (bing stead) gebracht und dort bis zur Ablieferung an die Hütte aufgeſchüttet wird. Alsdann wird mit der Arbeit von Neuem wieder angefangen. Dieſe Behandlung der feinen Schlammſchlieche (slime) iſt ſehr zweckmäßig, weil man dadurch ganz reine Schlieche erhält und einen geringern Verluſt an Schlich als bei jeder andern Reinigungsmethode erleidet. Auch läßt ſich auf dieſe Weiſe die Blende, welche ſtets eine Begleiterin des Bleiglanzes iſt, ſehr gut ſepariren.

Wenn ſtatt des Faßvorraths oder des feinen Haufwerks, welches bei der erſten Siebſetzarbeit abfällt (bouse smiddum), das feine Haufwerk oder derjenige Faßvorrath aufbereitet werden ſoll, welcher beim Siebſetzen der ärmern Erze abfällt (cutting smiddum), die ſchon ein Mal durch die Siebſetzarbeit gegangen ſind, ſo ſind die Schwierigkeiten, reine Schlieche zu erhalten, ungleich größer,

weil das Haufwerk weit bedeutender iſt. Auch ſind die Schlieche, welche man bei dieſer Arbeit erhält, weniger rein, weshalb ſie gewöhnlich 20 Shillings (7 Thlr. Kour.) für das Bing [14 Centner *)] wohlfeiler verkauft werden, als die Schlieche aus dem bouse smiddum.

Um den Unterſtich c, welcher bei der Behandlung des Faßvorraths auf dem Spülgraben erhalten wird und welchen man ebenfalls cuttings smiddum nennt, weiter aufzubereiten, muß man erſt damit anfangen, ihn auf dem Spülgraben (trunk buddle) zu läutern. Das Verfahren dabei weicht von dem ſchon beſchriebenen nicht ab. Die gröberen Erztheile, welche bei dieſer Arbeit oben auf der Bühne des Spülgrabens liegen bleiben, werden auch der Operation unterworfen, welche man letting-in nennt und die wir oben beſchrieben haben. Was aber von Erztheilen durch das Waſſer fortgeführt wird und auf dem Heerde des Spülgrabens liegen bleibt, iſt eine außerordentlich fein zertheilte, zähe Maſſe, die man sludge nennt und welche ſich auf dem Spülgraben nicht in der Art, wie wir es weiter oben bei dem Ober- und Mittelſtich gezeigt haben, bearbeiten läßt. Zur Zugutemachung dieſer ſehr feinen Schlämme wendet man zwei verſchiedene Arten von Waſchgräben an, nämlich den Schlämmgraben (stirring buddle) und den Schlämmheerd (nicking buddle).

Bei der Arbeit auf dem stirring buddle werden die zähen Schlämme (sludge), ſo wie ſie vom trunk buddle kommen, auf der Bühne dieſes Schlämmgrabens dem zuſtrömenden Waſſer ſo lange ausgeſetzt, bis der größte Theil der lettigen Beimengungen auf den unter der Bühne liegenden Heerd des Schlämmgrabens niedergeſchlämmt worden iſt. Was auf der Bühne zurück bleibt, ſind zwar ebenfalls noch zähe Schlämme, allein ſie haben ſich doch ſchon mehr angereichert und beſitzen hinreichenden Zuſammenhalt, um auf dem Schlämmheerde (nicking buddle) weiter aufbereitet werden zu können. — Die durch die Behandlung auf dem stirring buddle erhaltenen angereicherten zähen Schlämme heißen nun nicht mehr sludges, ſondern slimes.

Wenn die slimes auf dem nicking buddle verarbeitet werden ſollen, ſo bringt man eine ſehr geringe Menge von dieſen zähen Schlämmen auf die ſchiefe Ebene, welche die Stelle der Bühne vertritt, breitet ſie dort aus und läßt Waſſer hinzu, welches ſich in eine unendliche Menge von kleinen Rinnen vertheilt, die ſich gegen die kleinen Erhöhungen brechen müſſen, welche der Arbeiter abſichtlich mit ſeinem Werkzeuge zu bilden trachtet.

*) Weiter oben iſt das Bing zu 8 Ctr. angegeben.

Die ganze zu ſchlämmende Maſſe wird bald längs der ſchiefen Ebene hinunter und auf den Heerd des Schlämmgrabens geſpült, wo ſich die Theilchen, nach Maasgabe ihres größern oder geringern ſpecifiſchen Gewichts, von oben nach unten oder vielmehr von hinten nach vorn ablagern. Von Zeit zu Zeit muß der Arbeiter, wenn er nicht friſche Schlämme auf der geneigten Ebene auszubreiten hat, die auf den Heerd hinabgeſpülten mit ſeiner Arbeitskiſte ebnen und andrücken, um eine recht feſtliegende und glatte Ablagerung zu bewirken, indem dies das beſte Mittel iſt, zu verhindern, daß Bleiglanztheilchen durch das Waſſer fortgeführt werden. — Eine und die nämliche Quantität von dieſen zähen Schlämmen oder **slimes** muß mehrere Male derſelben Operation, welche nicking genannt wird, unterworfen werden. Hat man dann eine zureichende Quantität von geſchlämmten zähen Schliechen von den nicking **buddles** geſammelt, ſo wird mit ihnen die letzte Reinigungsarbeit in dem Schlämmfaß (dolly tub), welche ſchon oben hinlänglich beſchrieben worden iſt, vorgenommen.

Was ſich bei dieſen Arbeiten in den Schlammſümpfen (slime pits) abſetzt, iſt eine außerordentlich zähe und ſchwierige Maſſe. Wenn die Ausſchläge aus dieſen Schlammſümpfen aufbereitet werden ſollen, ſo müſſen ſie, ehe man ſie auf den Schlämmheerd (nicking buddle) bringen kann, vorher immer erſt mit klarem Waſſer im Schlämmgraben (stirring buddle) abgeſchlämmt werden. Dadurch wird wenigſtens ein Theil des außerordentlich zähen und bindenden Lettens, welcher ein ſehr ſtarkes Zuſammenbacken aller Theile in den Ausſchlägen aus den Schlammſümpfen hervorbringt, abgeſchlämmt und in die Fluth gebracht. Auch die Schlammſchlieche, welche auf ſolche Art aus den Ausſchlägen aus den Schlammſümpfen erfolgen, müſſen ihre letzte Reinigung in dem Schlämmfaß (dolly tub) erhalten.

Die Arbeiter, welche die Aufbereitung der Bleierze in Cumberland verrichten, ſtehen im Gedinge und erhalten kein Tagelohn. Sie erhalten eine gewiſſe Quantität rohes Erz geliefert und ihre Bezahlung bekommen ſie nach der Anzahl der zurückgelieferten bings (à 14 Ctr.) von aufbereiteten Erzen. Das Gedinge für eine bing zum Verſchmelzen fertig aufbereiteter Erze iſt verſchieden und richtet ſich nach der Reichhaltigkeit des rohen Erzes. Bei einigen Erzen betragen die Aufbereitungskoſten für ein Bing nur $2\frac{1}{2}$—3 Shilling (20 Gr. bis 1 Thlr.), während ſie bei andern nicht unter 8 Shillings ($2\frac{2}{3}$ Thlr.) geſtellt werden können.

Die Reichhaltigkeit des Erzes wechſelt von 2—20 Bings Bleiglanz, für das Shift rohes Erz ab. Ein Shift iſt ein Quantum Erz von acht Wagenladungen.

Weil es uns an allen genauen Angaben fehlt über den Gehalt der aufbereiteten Erze an wirklichem Bleiglanz und weil uns

eben ſo wenig bekannt geworden iſt, in welchen Verhältniſſen die gröbern oder röſchern und die zähern Schlieche oder die Schlamm-ſchlieche bei der Aufbereitung dargeſtellt werden, ſo finden wir uns außer Stand, ein gründliches Urtheil über den Grad der Vollkom-menheit, den die dortigen Aufbereitungsarbeiten erlangt haben mö-gen, abzugeben und eben ſo wenig können wir jene Aufbereitungs-arbeiten mit den in Sachſen und in der Bretagne üblichen Metho-den vergleichen. Indeß glauben wir doch nach den Nachrichten und Kenntniſſen, welche die Herren Dufrenoy und Beaumont über die Beſchaffenheit der Schlieche, über den Erzverluſt in den Abgän-gen und über die Quantitäten Erz, welche in jenen Gegenden täg-lich aufbereitet werden, erhalten und ſich erworben haben, folgende allgemeine Bemerkungen aufſtellen zu können.

1) Die Abläuterarbeit, ſo wie die Klaubarbeit werden in Cum-berland mit großer Sorgfalt und Aufmerkſamkeit verrichtet. Das Verfahren dabei ſtimmt außerordentlich mit dem zu Poullaouen üb-lichen überein; es ſcheint indeß, daß die Arbeitsmethode demjenigen Verfahren nicht an die Seite zu ſtellen iſt, deſſen man ſich in Sach-ſen bedient. Die dort übliche Abläuterarbeit auf dem Reibegatter oder auf unter einander liegenden Gattern geſtattet zugleich eine Separation der Erze in mehrere Sorten und das iſt bei der Aufbe-reitung ſchon ein weſentlicher Vortheil.

2) Das Verfahren, die Erze zwiſchen den Walzen eines Quetſch-werks (crushing machine) zu zermalmen, geht ungleich ſchneller von Statten, als die Zerkleinerung derſelben unter dem Pochwerke. Aber dieſer ökonomiſche Vortheil, nämlich der Gewinn an Zeit, folglich auch an Bühnen, iſt nicht der einige Vorzug der Quetſch-maſchine vor dem Pochwerke, ſondern ein anderer, nicht minder be-deutender beſteht in dem geringern Verluſt an Erz. Es tritt näm-lich nicht ſelten der Fall ein, daß man ſchon gepochte Erze, von denen ein Theil mit dem Waſſerſtrom bei der Pocharbeit fortgeführt worden iſt, wieder unter die Walzen bringt.

Die Walzen der Quetſchmaſchine können aber auch mit ſehr gutem Erfolge die Trockenpochwerke erſetzen, deren man ſich an eini-gen Orten, z. B. zu Huelgoat, bedient. Man kann daher die Einführung der Walzwerke oder der Quetſchmaſchine bei den Auf-bereitungsarbeiten als einen weſentlichen Fortſchritt in der Aufberei-tungskunſt anſehen.

3) Die Setzſiebe ſcheinen Vorzüge vor den Handſieben zu be-ſitzen. Um indeß ein ſolches Urtheil allgemein ausſprechen und be-gründen zu können, würden vergleichende Verſuche erforderlich ſeyn, welche nicht angeſtellt worden ſind. Aber aus den bekannten Nach-richten ergibt ſich ſehr beſtimmt, daß in gleichen Zeiträumen eine ungleich größere Quantität Erz auf den Setzſieben, als auf den Hand-ſieben geſetzt werden kann, ohne daß die ſchnellere Arbeit auf dem

Setzſiebe der Reinheit der erhaltenen Erzgruben nachtheilig geweſen wäre.

4) Das ganze Syſtem der Aufbereitungsarbeiten in Cumberland weicht von dem in der Bretagne eingeführten Verfahren ſehr weſentlich ab. In Cumberland werden alles Mehl von den Pochwerken, ferner ein Theil des Erzmehls, welches von den Walzen des Quetſchwerks kommt, ſodann der Faßvorrath oder der Abſatz in dem Setzfaß beim Siebſetzen und endlich ſogar ein Theil der Schlämme, welche ſich in den Sümpfen abſetzen, auf eigenthümlichen Spül- und Schlämmgräben (trunk buddles und stirring buddles) abgeſchlämmt, welche mit den deutſchen Schlämmgräben übereinkommen. Nur einige außerordentlich feine und ſehr zähe Schlämme werden auf Schlämmheerden (nicking buddles) geſchlämmt und auch ſelbſt dieſe Schlämme müſſen, ehe ſie auf den Schlämmheerd kommen, vorher auf den Spül- oder Schlämmgräben vorbereitet werden. Dagegen bedient man ſich in der Bretagne der ſogenannten deutſchen Heerde nur bei der Aufbereitung des Faßvorraths von der Siebſetzarbeit und des röſchen oder gröberen Pochmehls von den Pochwerken. Alle die feinern Niederſchläge werden auf Schlämmheerden verwaſchen, die auch eine ſehr geringe Steigung gegen den Horizont haben und bei welchen man nur ſehr ſchwache Waſſerzuflüſſe anwendet.

5) Die Sümpfe oder die Baſſins, in welchen ſich die Trüben von den verſchiedenen Arbeiten klären ſollen, ſind in England mit ungleich weniger Sorgfalt als in Frankreich und Deutſchland vorgerichtet. Niemals trifft man in England ein Syſtem von Sümpfen, die ſcheinbar in ſich ſelbſt zurückkehren; weshalb man ſie bei uns auch Labyrinthe nennt. Vielleicht rührt dieſe bedeutende Abweichung daher, daß die letzten Niederſchläge, welche in Frankreich und in Deutſchland noch mit Vortheil weiter aufbereitet werden können, dieſen Vortheil in Cumberland nicht gewähren würden. Es iſt indeß nicht unwahrſcheinlich, daß dieſe Niederſchläge, welche man jetzt gar nicht achtet, mit Nutzen angewendet werden würden, wenn man den Gebrauch der Stoßheerde einführte.

Aus dem, was wir hier über das Syſtem der Aufbereitung und beſonders über die Schlämmführung in den Sümpfen angeführt haben, ergibt ſich, daß die in Cumberland eingeführte Verfahrungsart ungleich ſchneller zum Zweck führt, als das in der Bretagne übliche Verfahren, daß man aber auch weniger rein aufbereitete Erze und Schlieche erhält und daß der Verluſt an Erzen ziemlich bedeutend iſt. Dieſer Verluſt läßt ſich dadurch nachweiſen, daß man es häufig noch vortheilhaft findet, die Abgänge wieder in Arbeit zu nehmen und einer neuen Aufbereitung zu unterwerfen.

Wir ſind indeß weit entfernt, durch das Geſagte die Verfahrungsweiſe in England tadeln zu wollen, denn es iſt bekannt, daß

in jener Gegend das Brennmaterial ſehr wohlfeil iſt, die Löhne aber ſehr hoch ſtehen. Es iſt daher auch leicht möglich, daß man einen größern Vortheil dabei findet, weniger reiche Erze zu verſchmelzen und etwas Bleiglanz in den Abgängen zu verlieren, als die Arbeiten bei der Aufbereitung zu vervielfachen.

6) Endlich ſcheint es uns ſehr wünſchenswerth, die einfache Vorrichtung, welche wir das Schlämmfaß genannt haben und welche in England unter dem Namen dolly-tub bekannt iſt, auch auf unſern Gruben und Aufbereitungsſtätten eingeführt zu ſehen, wo Bleiglanze aufbereitet werden müſſen, die mit viel Blende verunreinigt ſind.

Wir haben Schlieche geſehen, welche dem Augenſchein nach vollkommen rein waren, aus denen aber noch eine ſehr große Menge Blende ſeparirt werden konnte, wenn ſie in dem Schlämmfaß geſchlämmt wurden.

Die Erzaufbereitung in Yorkſhire iſt der in Cumberland ſehr ähnlich, allein da ſie dennoch einige geringe Verſchiedenheiten zeigt, ſo wollen wir ſie kurz beſchreiben.

Die Erze werden, nachdem ſie gefördert worden, wie zu Alſton-Moor auf ein Gatter gebracht, deſſen Stäbe ungefähr einen halben Zoll von einander entfernt ſind und auf welches ein Waſſerſtrom fällt.

Man erhält A) Erze, die auf dem Siebe liegen bleiben und B) Grubenklein, welches durchfällt.

Die Erze A werden auf einer kleinen Klaubebühne wiederum in drei Sorten: A′ Stufferz, A″ Scheideerz und A‴ Berge geſchieden.

A′ und A″ werden jedes für ſich durch die Quetſchmaſchine zerkleinert.

Das durch das Sieb gefallene Grubenklein B zerfällt in B′ und B″; B′ bildet den Haufen, der dem Gatter am nächſten liegt und B″ beſteht aus den kleinerern Theilen, welche der Waſſerſtrom weiter geführt hat; beide werden durch ein ſenkrechtes Bret von einander getrennt. B′ gelangt zum Läuterſiebe, B″ wird über die Halde geſtürzt oder wenn das Erz reich iſt, weiter aufbereitet.

Die zerquetſchten Erze kommen auf die Bühne, einer Art von Schlämmgraben, der zwei Abtheilungen hat. Ein Theil, welcher in der obern Abtheilung bleibt, kommt auf ein Setzſieb, ein anderer Theil, der ſich in einer untern Abtheilung abſetzt, gelangt auf eine Art Schlämmheerd, nicking buddle genannt, dem ähnlich, welcher in Cornwall bei der Aufbereitung der Kupfererze angewendet wird. Auch das Verfahren in dieſen Heerden iſt daſſelbe wie in Cornwall. Zuweilen, wenn die Vorräthe der untern Abtheilung zu unrein ſind, ſo gelangen ſie nochmals auf die Bühne des Schlämmheerdes, um von Neuem gewaſchen zu werden.

Wenn auf das Setzſieb Vorräthe kommen, die nicht durch das Quetſchwerk gegangen ſind, ſo erhält man auf dem Siebe ſelbſt drei Abtheilungen; eine obere, die entweder über die Halde geſtürzt wird oder bei reichem Erz wieder zur Setzarbeit kommt; eine mittlere, die zur Quetſchmaſchine und eine dritte, die ebenfalls dahin gelangt. Der oberſte Faßvorrath kommt von Neuem auf das Setzſieb, während die Schlämme weggeſtürzt werden.

Wenn die zerquetſchten Erze zu der Setzarbeit kommen, ſo kommt die obere Abtheilung des Siebvorraths gewöhnlich zum Pochwerk, um daſelbſt in Schlämme verwandelt zu werden. Man erhält alsdann röſches Korn, welches in Schlämmgraben weiter aufbereitet wird und Schlämme (**slimes**), die man weiter aufbereitet oder wegſtürzt.

Wenn die Schlieche von den Schlämmgraben noch nicht reich genug ſind, ſo bereitet man ſie noch weiter in einem Schlämmfaß auf. Mitten in dem Faß bringt man eine eiſerne Axe an, welche ſenkrechte Flügel hat. Man dreht dieſen Rührer mittelſt einer Kurbel um, zieht ihn nach einer gewiſſen Zeit heraus und läßt die Schlämme ſich abſetzen.

Ein Quetſchwerk zu Graſſington hat folgende Einrichtung: Das Erz gelangt mittelſt eines Trichters auf ein erſtes Paar cannelirter Walzen, von da auf glatte und von dieſen auf ein bewegliches Sieb, welches das Zerquetſchte in zwei Abtheilungen theilt.

Die Walzen ſind 14 Zoll ſtark und eben ſo lang. Sie werden durch ein Zellenrad von 25 Fuß Durchmeſſer und von 3 Fuß lichter Breite in Bewegung geſetzt und erlangen durch eine Reihe von Zahnrädern eine gleiche Geſchwindigkeit.

Die Walzen laufen in ſenkrechten gußeiſernen Gerüſten.

Fig. 18, Taf. 23, iſt der Durchſchnitt nach **N N'**, Fig. 17 des Gerüſtes **A**; **m n** ſind die mit Falzen verſehenen Stücke, welche mittelſt Schraubenbolzen, die durch die Ränder gehen, befeſtigt worden ſind, wie Fig. 20, ein Durchſchnitt nach **r s**, Fig. 18, deutlich zeigt. In dieſen Falzen liegen gußeiſerne, mit meſſingenen Pfannen verſehene Zapfenlager **I** und **K**. In dieſen Pfannen laufen die Zapfen der Quetſchwalzen. Die Lager **I** liegen in dem Gerüſt feſt, die Lager **K** dagegen ſind beweglich.

In den Vorſprüngen **P** ſind Löcher zur Aufnahme von Zapfen vorhanden, um die ſich Hebel **L** (Fig. 19) drehen. Der Arm **B** derſelben iſt mit einem Gewicht **P** belaſtet und der andere Arm **C** drückt gegen die Zapfenlager **K** (Fig. 18). Es drücken demnach die Walzen **F** und **E** oder **G** und **H** mit einer von dem Gegengewicht abhängenden Kraft gegen einander.

Die Vortheile dieſer bereits bei einem Oberharzer und bei einem Cornwalliſer Erzwalzwerk auf S. 584 und 585 des **IV.** Bandes beſchriebenen Einrichtung ſind einleuchtend. Da nicht alle Erzſtücke

von gleicher Größe ſeyn können oder da die einen härter als die andern ſind, ſo würde ohne dieſe Einrichtung die Maſchine bald zerbrechen, während bei derſelben die Erfahrung in weniger Zeit zeigen kann, welches das zweckmäßigſte Gegengewicht ſey, mit welchem die Maſchine am beſten wirkt. Erhöht man es, ſo erhält man ein feineres Korn bei dem zerquetſchten Erz, allein man bedarf einer größern bewegenden Kraft und die Walzen nutzen ſich mehr ab.

Die gußeiſernen Gerüſte ſind auf einem hölzernen Schwellwerk befeſtigt. Die Bewegung der Maſchine, ſo wie die eines Naßpochwerks für die härtern und für die ärmern Erze geſchieht durch ein Waſſerrad. Die Quetſchwerke erſetzen hauptſächlich die Trockenpochwerke.

## Dritter Abſchnitt.

## Ueber die Zugutemachung der Bleierze.

In frühern Zeiten wurden die Bleierze, welche die Gruben in Derbyſhire und im nördlichen England ſchütteten, in großen Oefen (boles) verſchmolzen, in welchen die Kohlen blos durch den Wind angefacht wurden. Deshalb ſtellte man dieſe Oefen gewöhnlich entweder oben auf die Anhöhen oder an die abendlichen Abhänge der höchſten Hügel. Später führte man ſtatt dieſer Oefen eine Art von Krummöfen (hearths) ein, welche ſich am beſten mit einem Schmiedeheerde vergleichen laſſen, nur daß ſie bedeutend viel größer waren. Zu dieſen letztern Oefen wendete man große Blaſebälge an, welche man durch Menſchenkräfte und ſpäter durch Waſſerräder in Bewegung ſetzte. In Derbyſhire wird aber jetzt der größte Theil der Schmelzarbeiten in Flammenöfen verrichtet und in der Gegend von Alſton-Moore bedient man ſich noch jetzt am häufigſten der niedrigen Schachtöfen, welche man in Frankreich unter dem Namen der ſchottiſchen Oefen kennt.

Ehe wir das bei den verſchiedenen Schmelzproceſſen eingeführte Verfahren beſchreiben, wollen wir die Einrichtung der Oefen zeigen, deren man ſich zum Schmelzen und zu den damit in Verbindung ſtehenden Arbeiten bedient.

### Von den Oefen, die zur Verſchmelzung und zum Zugutemachen der Bleierze angewendet werden.

Die Flammenöfen (cupola), deren man ſich zum Schmelzen der Bleierze bedient, ſind nur ganz allein in Derbyſhire in Gebrauch. Sie wurden um das Jahr 1747 durch eine Quäkerkompagnie aus Wales nach Derbyſhire gebracht. Der erſte Flammenofen zum Bleiſchmelzen in Derbyſhire ward zu Kalſtedge im Diſtrikt Aſhover erbaut.

In denjenigen Schmelzhütten, in welchen man dieſe Flammenöfen in ihrer größten Vollkommenheit antrifft, haben dieſelben folgende Dimenſionen. Die hier folgenden Maaſe ſind ſämmtlich engl. Fuße und Zolle. Die innere Weite in der Mitte des Schmelzheerds beträgt 6 Fuß; die Länge des Heerdes 8 Fuß und die Höhe, vom tiefſten Punkt des Heerdes bis zum Gewölbe, 2 Fuß. Der Roſt- oder Feuerraum liegt an dem einen Ende des Ofens, ſeiner Länge nach gerechnet. Er iſt von dem eigentlichen Schmelzheerd durch eine maſſive Feuerbrücke getrennt, welche 2 Fuß dick iſt und deren Entfernung von dem Gewölbe des Ofens, nämlich von dort bis zur obern Fläche der Brücke gerechnet, 14—18 Zoll beträgt. Das Gewölbe ſelbſt iſt auf dieſem Punkt oder über der Feuerbrücke am höchſten und ſenkt ſich nach der entgegengeſetzten Seite allmälig ſo ſtark, daß ſeine Entfernung von der Sohle des Schmelzheerdes dort nicht mehr als 6 Zoll beträgt. Auf dieſer Seite, alſo dem Feuerraum gegenüber, befinden ſich zwei Oeffnungen, welche durch ein dreiſeitiges Prisma aus einem feuerfeſten Stein von einander getrennt ſind, ſich aber wieder zu einem 1½ Fuß breiten und 10 Zoll langen Kanal vereinigen, welcher ſich in die Höhe biegt und mit einer Eſſe von 55 Fuß ſenkrechter Höhe in Verbindung ſteht. Jener Kanal iſt alſo nichts weiter, als eine Vertiefung oder eine Grube, welche hinter dem Fuchs und unter der Eſſe angebracht iſt. Sie wird ſehr ſorgfältig mit glatten, genau an einander gefugten platten Steinen bedeckt, die man durch feuerfeſten Thon mit einander verbindet und welche ſich wegnehmen laſſen, wenn das, was ſich in dieſer Grube anſammelt und zuletzt in Fluß kommt, herausgebracht, alſo wenn die Grube gereinigt werden ſoll.

Die eine von den beiden langen Seiten des Flammofens hat den Namen labourer's side. Es befinden ſich auf dieſer Seite das Schürloch — nämlich eine, mit einer Thür verſehene Oeffnung, die zum Roſtraum führt und durch welche die Kohlen auf den Roſt gebracht werden — und drei kleine Oeffnungen, von denen jede etwa 6 Zoll hoch und breit iſt. Dieſe Oeffnungen, die zu dem eigentlichen Schmelzheerde führen, können mit kleinen gegoſſenen eiſernen Thürchen zugemacht werden. Man öffnet ſie, wenn der Gang der Arbeit eine Luftzirkulation erfordert oder wenn die im Ofen befindlichen Subſtanzen umgerührt werden ſollen. Die andere lange Seite des Ofens wird working side genannt. An dieſer Seite befinden ſich fünf Oeffnungen, nämlich drei, die mit den eben beſchriebenen eine ganz gleiche Einrichtung haben, ihnen auch gegenüber ſtehen und ebenfalls mit einer gegoſſenen eiſernen Thür verſchloſſen werden können und tiefer unten zwei andere, von denen die eine zum Abſtechen des Bleies, die andere zum Ablaſſen der Schlacke dient. Außerdem befindet ſich auf dieſer Seite des Ofens noch eine, ebenfalls verſchließbare Oeffnung, die zum Aſchenfall führt. Dieſe Oeff-

nung hat eine ſolche Lage, daß man durch ſie, vermittelſt eines eiſernen Stabes, ſehr leicht unter den Roſt gelangen und dieſen reinigen, die Roſtſtäbe aus einander ſchieben oder auch zuſammenrücken kann u. ſ. f., wenn die Steinkohlen, wegen ihrer ſtark backenden Eigenſchaft, eine ſehr dichte Maſſe bilden und dadurch den Luftzug hemmen ſollten. Unter dem Roſt oder auf dem Boden des Aſchenfalles ſteht ein mit Waſſer angefülltes Gefäß, in welchem ſich die durch die Zwiſchenräume zwiſchen den Roſtſtäben hindurch fallenden glühenden Kohlen ablöſchen.

Die Sohle des Schmelzheerdes beſteht aus Flammofenſchlacke, welche durch ſtarke Hitze erweicht und dann mit eiſernen Werkzeugen bearbeitet wird, wenn ein neuer Heerd geſchlagen werden ſoll. Die Schlacke ſelbſt nämlich, welche man bei der Schmelzarbeit erhält, wird in zerkleinertem Zuſtand aufgetragen und bekommt dann eine ſo ſtarke Hitze, daß man ihr nicht allein die verlangte Geſtalt des Heerdes geben, ſondern ſie auch mit eiſernen Schlägeln feſt zuſammen ſchlagen kann, worauf man ſie wieder erſtarren läßt. Auf der labourer's side des Ofens muß die Heerdſohle faſt bis zu der untern Fläche der auf dieſer Seite befindlichen drei Oeffnungen in die Höhe gezogen werden, von wo ſie dann nach der working side ein ſo ſtarkes Abfallen erhält, daß der Rand des Heerdes noch 18 Zoll unter der mittlern Oeffnung auf dieſer Seite eintrifft. Dies iſt auch zugleich der tiefſte Punkt des ganzen Heerdes, an welchem ſich die Oeffnung zum Ablaſſen des Bleies (taphole) befindet, aus welcher das flüſſige Blei in einen großen Keſſel von gegoſſenem Eiſen (lead-pan) abfließt, welcher in einer Art von Gewölbe ſteht, die in der Umfaſſungsmauer des Ofens angebracht iſt. Von dieſem tiefſten Punkt aus ſteigt die Heerdſohle nach allen Richtungen in die Höhe, ſo daß dadurch ein Sumpf gebildet wird, in welchem ſich alles geſchmolzene Blei anſammelt. Die Oeffnung zum Ablaſſen der Schlacke auf der working side des Ofens iſt in dem Niveau angebracht, bis zu welchem ſich der Bleiſumpf gewöhnlich zu erheben pflegt. Dieſe Oeffnung zum Ablaſſen der Schlacke liegt ganz nahe am Fuchs und am weiteſten von der Feuerbrücke entfernt.

Mitten im Gewölbe des Flammofens befindet ſich eine kleine Oeffnung — crown hole genannt — welche während der Arbeit mit einer ſehr ſtarken gegoſſenen eiſernen Platte verſchloſſen iſt. Ueber dieſer Oeffnung iſt ein großer hölzerner oder eiſerner Trichter angebracht, welcher unten in einem eiſernen Cylinder ausläuft und auf der unteren Fläche des Trichters befindet ſich eine Klappe, die ſich nach Belieben öffnen und ſchließen läßt, wenn die in dem Trichter befindlichen Subſtanzen auf den Schmelzheerd hinunter fallen ſollen oder nicht.

Der Röſtofen (roasting furnace). Seit etwa dreißig bis vierzig Jahren iſt dieſer Ofen in der Gegend von Alſton-Moor ein-

geführt, um die Bleierze, welche im ſchottiſchen Ofen verſchmolzen werden ſollen, abzuröſten, indem durch eine vorhergehende Röſtarbeit der Schmelzproceß ſehr befördert wird. Dieſer Ofen hat ſeit ſeiner erſten Einführung nach und nach ſehr bedeutende Abänderungen in der Konſtruktion erfahren. Der jetzt für den zweckmäßigſten gehaltene Ofen, in Fig. 21, Taf. 23 im ſenkrechten Durchſchnitt und in Fig. 22 im Grundriß in der Höhe der Thüren dargeſtellt, hat einen etwa 6 Fuß langen und eben ſo breiten und nur in den vier Ecken etwas abgerundeten Heerd. Auf jeder von den beiden Arbeitsſeiten des Ofens befinden ſich drei Thüren. Die eine M, welche größer iſt, als die beiden andern, liegt in der Mitte des Heerdes; ſie dient zum Einſetzen und Ausziehen der Erze. Zu den beiden Seiten dieſer mittlern Thüren ſind die beiden andern ungleich ſchmäleren Thüren N N eine jede ganz nahe an der Ecke des Heerdes angebracht. Sie dienen blos zum Umrühren der Erze bei der Röſtarbeit. Zu demſelben Zweck läßt man auch dem Roſt gegenüber ein Paar Oeffnungen g g, durch die äußere Mauer des Ofens und zugleich durch die horizontale Ausmündung des Fuchſes hindurch gehen. Dieſe Oeffnungen ſind aber ebenfalls gewöhnlich verſchloſſen und werden nur geöffnet, wenn das Erz nach der Richtung des Heerdes, von der Feuerbrücke bis zum Fuchs, gewendet und umgerührt werden ſoll. — Der Feuerraum B oder der Roſt iſt 25 Zoll breit und 36 Zoll lang. Die Feuerbrücke (fire-bridge) A, welche den Roſt von dem Röſtheerde trennt, liegt 18 Zoll höher als der Roſt und etwa 14 Zoll höher als der Röſtheerd. Die Brücke iſt oben 6 Zoll dick und ſchließt ſich mit einiger Doſſirung an den Röſtheerd an. Das Gewölbe des Ofens iſt über der Feuerbrücke am höchſten, nämlich 9 Zoll über deren Oberfläche oder 27 Zoll über dem Roſt. Von dort neigt ſich das Gewölbe bis zur Oeffnung des Fuchſes ganz gleichmäßig und liegt auf der dem Roſt gegenüberſtehenden Seite nur etwa 10 Zoll höher als der Heerd, welcher durchaus ſöhlig iſt. Die Fuchsöffnung liegt nur 3 Zoll höher als die Heerdſohle und ſchließt ſich oben an dem Gewölbe an. Die horizontale Ausmündung des Fuchſes wird durch eine Zunge aus feuerfeſten Ziegeln D in zwei Kanäle C C von etwa 8 Zoll Höhe und 10 Zoll Breite getheilt und dieſe Ausmündungen dienen in dem eben gedachten Fall zugleich als Oeffnungen zum Umrühren des Erzes. Der Fuchs f ſteigt bald ſenkrecht in die Höhe und iſt dann in geneigter Richtung mit der Eſſe in Verbindung geſetzt. Wo der Fuchs in der Eſſe einmündet, iſt eine verſchließbare Thür g von außen angebracht, um die Ofenbrüche, welche ſich hier anſetzen, von Zeit zu Zeit herauszunehmen.

Der eigentliche Röſtheerd wird aus Ziegeln von feuerfeſtem Thon, die auf der hohen Kante dicht neben einander ſtehen, gebildet. Dieſer Ziegelheerd liegt auf einer gegoſſenen eiſernen Platte O.

welche in der Mauerung des Ofens eingelaſſen iſt, aber außerdem noch von drei eiſernen Säulen getragen wird.

Der ſchottiſche Ofen (smelting-furnace oder ore-hearth). Dieſer Ofen, welchen wir den ſchottiſchen nennen, weil er mit demjenigen, deſſen man ſich zu Peſay unter dieſem Namen bedient, am mehrſten übereinſtimmt, iſt inwendig 22—23 Zoll hoch. Der horizontale Durchſchnitt des Schachts bildet zwar immer ein Rechteck, auch ſind die Schachtwände durchaus nicht boſſirt oder von außen nach innen geneigt, aber die Weite des Schachts unter der Form iſt größer, als die Weite deſſelben über der Form, weil alle vier Schachtwände unmittelbar über der Form zuſammen gezogen ſind, wie man aus der Fig. 23 und 24, Taf. 23, erſehen kann, von denen erſtere einen ſenkrechten Durchſchnitt und letztere einen Grundriß darſtellt.

Die Sohle und die Wände des Ofens beſtehen aus gegoſſenen eiſernen Platten. Die Roheiſenplatte **AB**, welche die ganze horizontale Sohle bildet, iſt $2\frac{1}{2}$ Zoll dick und auf der Formſeite, ſo wie auf den beiden Seitenkanten, mit einem $2\frac{1}{2}$ Zoll dicken und $4\frac{1}{2}$ Zoll hohen Rand **A c** verſehen, welche zuſammen ein einziges Gußſtück bilden. Die vordere Kante dieſer Sohlplatte, welche der Form gegenüber befindlich iſt, hat, ſtatt eines aufſtehenden Randes von Gußeiſen, einen Rand q, welcher aus einem Gemenge von Knochenaſche mit fein gepulvertem Bleiglanz bereitet wird, ſo daß die Sohlplatte auf allen Seiten von vier aufſtehenden Rändern von $4\frac{1}{2}$ Zoll Höhe umgeben iſt und gewiſſermaaſen einen flachen Kaſten bildet, deſſen drei Seitenwände aus Roheiſen und die vierte, vordere Seitenwand aus jenem Gemenge von Knochenaſche und Bleiglanz beſteht. Knochenaſche und Bleiglanz werden im Zuſtande des feinſten Pulvers angefeuchtet mit einander gemengt und bilden dann eine Maſſe, welche das geſchmolzene Blei nicht zu durchdringen vermag. Man gibt dieſem vordern Rand eine Breite oder Dicke von etwa 5 Zoll. Unmittelbar vor dem Ofen und auf dieſem aus dem Gemenge beſtehenden Rande liegt eine gegoſſene eiſerne Platte **MN, M'N'**, welche man den Werkſtein (work stone) nennt. Sie iſt in der vordern Kante des Randes eingelaſſen und ſelbſt mit drei aufſtehenden gegoſſenen eiſernen Rändern, nämlich vorn und auf beiden Seiten, verſehen, indem ſie auf der Seite, mit welcher ſie in dem aus dem Gemenge beſtehenden Rand eingelaſſen iſt, keinen Rand hat. Dieſer ſogenannte Werkſtein iſt eben ſo lang, als der Ofen ſelbſt, indem die Seitenwände des Ofens von den beiden Seitenrändern des Werkſteins eingefaßt werden. Der Werkſtein, welcher gewiſſermaaſen die Stelle des Vorheerds vertritt, neigt ſich von hinten oder von der Ofenbruſt nach vorn, unter einem Winkel von etwa 10 Graden, um den Abfluß des geſchmolzenen Bleies zu erleichtern. Die erwähnten drei Ränder des Werkſteins ſind nur

1 Zoll hoch und dick und haben den Zweck, die Platte rein zu halten und allenfalls das Ueberlaufen des Bleies zu verhindern. Der Abfluß des Bleies von dem Werkſtein wird durch eine in dem letztern befindliche Rinne **g h** bewirkt, welche den vordern Rand des Werkſteins unterbricht oder durch dieſen Rand hindurch geht und zu einem gegoſſenen eiſernen Keſſel **P** (**smelting-pot**) führt, welcher unter dieſem vordern Rand ſteht und das geſchmolzene Blei aufnimmt. Die Rinne iſt etwa 1 Zoll tief, weshalb der Werkſtein auch wenigſtens 2 Zoll dick ſeyn muß. Bei der Schmelzarbeit ſammelt ſich die Maſſe in dem durch die Sohlplatte gebildeten flachen Kaſten, läuft dann über den vordern (aus dem Gemenge beſtehenden) Rand dieſes Kaſtens durch die in dem Werkſtein befindliche Rinne über den Werkſtein ab und langt zuletzt in dem **smelting-pot** an. Der Gang der Arbeit bringt es, wie wir weiter unten zeigen werden, mit ſich, daß aus dem Ofen wenig flüſſiges Blei abläuft, weshalb auch die Rinne in dem Werkſtein noch etwa 3 Zoll höher liegt, als die Heerdſohle im Ofen, ſo daß der Kaſten, den die Sohlplatte bildet, zugleich als ein Sammelkaſten für die halbgeſchmolzenen Maſſen betrachtet werden muß, deren weitere Bearbeitung auf dem Werkſtein vorgenommen wird. Die Breite des Werkſteins von der Ofenbruſt bis zum vordern Rand über dem **smelting-pot** beträgt etwa 15 Zoll, ſo daß der Werkſtein eine mit einer Rinne verſehene ſchiefe Ebene von Gußeiſen, von etwa 32 Zoll Länge und 15 Zoll Breite bildet, welche vor der ganz offenen Bruſt des Ofens liegt und bei der Arbeit im ſchottiſchen Ofen eine wichtige Rolle ſpielt. Der ganze Schacht iſt nur etwa 23 Zoll hoch, eben ſo lang und 10 Zoll breit. Die Form liegt 11 Zoll vom Boden der Sohlplatte entfernt und die Umfaſſungswände des Ofens beſtehen faſt überall aus dicken Roheiſenbalken; nur an den beiden Seitenmauern befindet ſich über der Formhöhe eine Schicht von feuerfeſten Ziegeln von etwa 10 Zoll Höhe, welche aber ebenfalls auf gegoſſenen eiſernen Balken ruhen und damit bedeckt ſind. Man könnte ſich den ganzen Ofen, wenigſtens bis zur Formhöhe, in der Geſtalt eines gewöhnlichen, aus gegoſſenen eiſernen Balken zuſammengeſetzten Friſchheerdes vorſtellen, deſſen vordere Seite über dem Werkſtein aber ganz offen iſt. Die eiſernen Balken, welche dieſen Schmelzraum einſchließen, haben verſchiedene Namen erhalten. Der eiſerne Balken, welcher auf dem hintern Rande der Sohlplatte liegt und welcher zugleich als Unterlage für die Form dient, heißt der **Rückſtein** (**back-stone**) **D c**, die auf den Seitenrändern der Sohlplatte liegenden Balken, welche die Seitenwände des Heerdes oder des Ofenſchachtes bilden, werden **Tragſteine** (**bearers**) genannt, weil ſie dazu dienen, die Schicht oder die Mauer von feuerfeſten Ziegeln zu tragen, aus welchen der obere Theil des Ofenſchachts auf dieſen beiden Seiten aufgeführt iſt. Vorn iſt der Heerd oder

der Ofen, wie wir bereits erwähnt haben, ganz offen, ſo daß die Vorwand in dieſer Höhe nur durch den aus dem Gemenge von Knochenaſche und Bleiglanz zuſammengeſetzten vordern Rande der Sohlplatte, auf welchen der Werkſtein (work-stone) ruht, gebildet wird.

Ueber dieſem Heerd oder niedrigem Schacht denke man ſich nun den Aufſatz über der Form oder den eigentlichen Schacht in folgender Art aufgeführt. Auf der Formſeite wird der über der Form befindliche Theil des Schachts durch zwei gegoſſene eiſerne, über einander liegende Balken gebildet, welche etwas länger ſind, als der Schachtraum, den ſie bilden helfen ſollen und welche ein jeder eine Höhe von etwa 7 Zoll haben. Der unterſte von dieſen Balken heißt der Formſtein (pipe-stone) **EF**, weil ſich in demſelben die Oeffnung für die Form befindet und der darauf liegende oberſte Balken **FH** wird ebenfalls Rückſtein (back-stone) genannt. Dieſe beiden Steine oder Balken liegen nicht in einer Vertikale mit dem **back-stone**, auf welchem ſie ruhen, ſondern ſie ſtehen 2 Zoll von dieſem Balken vor, wodurch der Schacht über der Formhöhe auf der Formſeite um 2 Zoll verſchmälert wird. — Die beiden Seitenwände des Schachts werden zuerſt aus einer Mauer von feuerfeſten Ziegeln gebildet, welche unmittelbar auf den beiden Trägern (**bearers**) ſteht, aber nur ſo hoch in die Höhe geführt iſt, als die Höhe des **pipe-stone** auf der Formſeite beträgt. In dieſer Höhe liegt nun quer über den beiden Seitenmauern ein gegoſſener eiſerner Balken **LL'** parallel und in gleicher Höhe mit dem obern **back-stone**, welcher der Vorderſtein, **fore-stone**, heißt und die vordere Bruſt des Ofens bildet, welche alſo nur in dieſer Höhe geſchloſſen, aber von dem Werkſtein (**work-stone**) bis zum untern Rande des **fore-stone** ganz offen iſt.

Der Zwiſchenraum zwiſchen dem obern **back-stone** und dem **fore-stone**, welcher jetzt noch auf den beiden Seitenmauern des Ofens leer geblieben iſt, wird auf jeder Seite durch einen eiſernen Balken, welcher der Schlußſtein — **key-stone** — heißt, ausgefüllt. Dieſer Schlußſtein, die Ziegelmauer, auf welcher er unmittelbar ruht, der Tragſtein, welcher der Ziegelmauer zur Unterlage dient und der Seitenrand der Sohlplatte, worauf der **bearer** oder Tragſtein liegt, befinden ſich alle in einer Vertikale, ſo daß der Schacht an den beiden Seitenwänden von unten bis oben gleiche Dimenſionen hat. Dagegen findet ſich aber der **fore-stone** um 6 Zoll weiter in dem innern Raum des Schachts hinein liegend, als der vordere Rand der Sohlplatte und da der **pipe-stone** und der obere **back-stone** 2 Zoll weiter in den Schachtraum hineinragten, als der hintere Rand der Sohlplatte und der darauf liegende untere **back-stone**, ſo ergibt ſich daraus, daß der Schacht über der Form, aber auf der Gicht, zwar eben ſo lang iſt, als auf dem

Boden oder unter der Form, daß aber die Breite des Schachts oder die Entfernung von der Rückwand zur Vorwand auf der Gicht 8 Zoll weniger beträgt, als auf dem Boden. — Der obere back-stone, die beiden key-stones und der fore-stone liegen in einer Horizontale, ſind alſo ſämmtlich gleich hoch. Dieſe Höhe beträgt etwa 7 Zoll und weil der Rand der Bodenplatte $4\frac{1}{2}$ Zoll hoch iſt, die Geſammthöhe des Schachts vom Boden bis zur Gicht aber 23 Zoll beträgt, ſo iſt die Oeffnung vom vordern Rand der Sohlplatte bis zur untern Fläche des fore-stone etwa $11\frac{1}{2}$ Zoll hoch. Dieſe Oeffnung oder die offene Bruſt des Ofens an ſeiner Vorderſeite, von 11—12 Zoll Höhe und von der Länge des ganzen Schachts, dient zugleich als Arbeitsöffnung in der weiter unten anzuführenden Weiſe.

Sehr oft hat man bei den ſchottiſchen Oefen auch noch eine Vorrichtung getroffen, um die Erztheilchen, welche von dem Wind oder Rauch aus der Gicht fortgeführt werden, wieder aufzufangen. Dieſe Vorrichtung beſteht darin, daß über der Gicht eine Röhre mit trichterförmiger Oeffnung und mit ſehr ſchwachem Anſteigen aufgehängt iſt, in welcher ſich alle mit fortgeriſſenen Erztheilchen niederſchlagen müſſen. Dieſe Röhren, welche eine beträchtliche Länge haben und oft über 100 Yards lang ſind, haben gewöhnlich 5 Fuß Höhe und 3 Fuß Weite und endigen ſich zuletzt immer in der Geſtalt von ſenkrecht aufſtehenden Eſſen, um den Durchgang des Rauchs und der Dämpfe zu befördern. Die Niederſchläge, welche ſich ganz in der Nähe des Ofens oder beim Eintritt der Dämpfe in die Röhre darin niederſchlagen, müſſen geſchlämmt oder gewaſchen werden. Bei den andern Niederſchlägen und Abſätzen iſt dies Schlämmen nicht nöthig. Alles was in dem Röhrenzuge abgeſetzt und geſammelt wird, kommt zum Röſtofen, um abgeröſtet zu werden und dabei zugleich wieder zuſammen zu backen, oder auch wohl ſogleich zum Krummofen (slag-hearth), ohne erſt eine Vorbereitung im Röſtofen zu erhalten.

Der Krummofen (slag-hearth, Schlackenheerd; im Gegenſatz von ore-hearth, Erzheerd) iſt ſchon ſeit länger als einem Jahrhundert in Alſton-Moor im Gebrauch, indeß ſind während dieſes Zeitraums große Veränderungen in ſeiner Konſtruktion vorgenommen worden. So wie die Oefen jetzt im Gebrauch ſind, unterſcheiden ſie ſich ſehr weſentlich von den deutſchen Krummöfen. Fig. 25, Taf. 23, iſt ein ſenkrechter Durchſchnitt und Fig. 26 ein Grundriß des Ofens. Der innere Raum des eigentlichen Schachts iſt ein vollkommnes Priſma oder eine Parallelepipedum, deſſen Grundfläche 26 Zoll lang und 22 Zoll breit iſt und deſſen Höhe 38 Zoll beträgt. Dieſer Schmelzraum wird auf folgende Weiſe gebildet: Die Heerdſohle beſteht aus einer gegoſſenen eiſernen Platte, die 2 Zoll dick iſt und ſich ſchwach von hinten nach vorn oder von

der Formſeite nach der Vorwand neigt, um den Abfluß der geſchmolzenen Maſſe zu befördern. An den beiden Seitenkanten dieſer Heerdplatte lehnen ſich zwei Balken i k von Gußeiſen, welche Tragſteine (bearers) heißen und dieſelbe Beſtimmung haben, wie die bearers beim ſchottiſchen Ofen, denn auf dieſen bearers ſind die Seitenmauern des Krummofens aufgeſetzt. Die Höhe dieſer eiſernen Balken beträgt etwa 7 Zoll. Die Vorwand des Ofens beſteht aus zwei gegoſſenen eiſernen Platten L L', Vorderſteine (fore-stones) genannt, von denen die eine, aber nicht unmittelbar, auf der andern ſteht, ſondern von ihr durch eine 2 Zoll hohe Schicht von feuerfeſten Ziegeln getrennt wird. Jede von dieſen Platten iſt etwa 28 Zoll lang und 12 Zoll hoch, ſo daß die ganze Vorwand des Ofens, mit Ausnahme der niedrigen Schicht von feuerfeſten Ziegeln in der Mitte, aus gußeiſernen Platten beſteht. Die Vorwand oder die fore-stones lehnen ſich gegen die Seitenwände und ſchließen auf dieſe Weiſe von vorn und auf beiden Seiten den Ofenſchacht. Die untere Vorderplatte ſteht aber nicht auf der Heerdſohle, ſondern auf den beiden bearers und weil dieſe 7 Zoll hoch ſind, ſo bleibt unten an der Vorwand des Ofens ein offener Raum von 26 Zoll Länge, nämlich von der Länge des Ofens ſelbſt und von 7 Zoll Höhe. Die beiden Seitenmauern des Ofens, welchen die bearers zur Grundlage dienen, beſtehen aus glatt gehauenem, grobkörnigen Sandſtein, welcher alſo die Futtermauern an den Seiten bildet. Die Rückwand oder die Formwand des Ofenſchachts beſteht bis zur Formhöhe aus einer gegoſſenen eiſernen Platte, die eben ſo lang iſt, als der Schacht und deren Höhe 20 Zoll beträgt. Auf dieſer Platte ruht die Form, ſo daß der Schacht über der Formöffnung nur noch eine Höhe von 13 Zoll hat. Dieſer Theil der Rückwand iſt nicht mit einer gegoſſenen eiſernen Platte ausgefüttert, ſondern er beſteht, wie die Seitenwände, aus Sandſtein.

Wenn der Ofen zugemacht, d. h. zur Schmelzung eingerichtet werden ſoll, ſo wird der untere Theil des Schachts bis zu einer Höhe von 17 Zollen oder etwa bis zu einer Höhe von 2—3 Zollen unter der Form mit geſtampften Koaks angefüllt, welche feſt geſchlagen werden. Jedes Mal, wenn eine beſtimmte Quantität von Beſchickung durchgeſchmolzen iſt oder nach jeder Schmelzſchicht (smelting-shift) muß dieſe Füllung von Koaks neu gegeben und zugleich der innere Theil des Ofens oberhalb der Form, mit Ausnahme der Vorwand, welche ganz von Gußeiſen iſt, reparirt werden.

Der Tiegel P, in welchem ſich das geſchmolzene Blei ſammelt, liegt mit ſeinem obern Rand in dem Niveau der gegoſſenen eiſernen Heerdſohle und zwar dergeſtalt, daß er zur Hälfte unter dem Ofenſchacht, zur Hälfte aber vor der Vorwand des Ofens, alſo im Vorheerd angebracht iſt. Dieſer Tiegel wird beim Zumachen ebenfalls

mit zerkleinerten Koaks ausgefüttert und dann ausgeſchnitten. Vor dem Vorheerd, in welchem ſich dieſer Sumpf oder Tiegel befindet und zwar unmittelbar unter dem Tiegel, iſt eine gemauerte, mit Waſſer angefüllte Ciſterne Q angebracht, welche mittelſt der Röhre S einen ununterbrochenen Zufluß von kaltem Waſſer erhält. Die Schlacken, welche aus dem Ofen, über dem Tiegel und über dem Vorheerd ablaufen, fallen unmittelbar in die Ciſterne und werden durch das darin befindliche kalte Waſſer ſo abgeſchreckt, daß ſie in ganz kleine Stücken zerſpringen. Dieſe feine Zertheilung der Schlacke macht es möglich, daß ſich die in der Schlacke noch befindlichen reguliniſchen Bleikörnchen leicht auswaſchen laſſen. Um indeß eine möglichſt feine Zertheilung der Schlacke zu bewirken, muß der Strom von kaltem Waſſer, welcher in die Ciſterne geleitet wird, ſo nahe als möglich bei der Stelle eintreffen, wo die flüſſige Schlacke in die Ciſterne fällt, weil das erwärmte Waſſer die Eigenſchaft des Zerſprengens der Schlackenmaſſe in einem weit geringern Grade beſitzt. Es ſind etwa 25 Jahre, ſeitdem man dieſe Einrichtung mit den mit Waſſer angefüllten Ciſternen getroffen hat. Früher ward der Tiegel nicht mit Koakgeſtübbe ausgefüttert, ſondern man ließ Schlacke und Blei gleichzeitig hineinlaufen, wie es auch noch jetzt der Fall iſt; aber weil der Tiegel nicht ausgefüttert war, ſo erſtarrte die Schlacke im Tiegel, mußte von den Wänden losgeſtoßen und in der Geſtalt von Kuchen oder Scheiben abgehoben werden, die gepocht werden mußten, um ſie waſchen und das darin befindliche gekörnte reguliniſche Blei gewinnen zu können.

In Derbyſhire bedient man ſich der Krummöfen auch, um die reichen Schlacken und die Abgänge, die beim Verarbeiten der Bleierze in den Flammöfen fallen, wieder durchzuſchmelzen. Bei allen Flammofenhütten ſieht man daher auch gewöhnlich einen Krummofen. Dieſe Oefen ſind etwa 3 Fuß hoch und ſehr weit. Die Schächte beſtehen aus vier gegoſſenen eiſernen Platten und nur einige Theile des Schachts ſind aus feuerfeſten Ziegeln konſtruirt. Alle dieſe Oefen ſtehen unter einer Eſſe oder einem Schlote. Der Heerd wird aus Geſtübbe geſchlagen, welches man aus fein gepochtem Thon und aus gepulverten Koaks zuſammenſetzt. Die Form hat bei dieſen Oefen einige Neigung.

Die Gebläſe zu dieſen Oefen ſind gewöhnlich hölzerne Blaſebalgen. Auf der Hütte zu Lea bei Matlock iſt ein ſogenanntes Tonnengebläſe vorhanden, welches aus zwei Tonnen beſteht, die ſich auf horizontal liegenden Axen bewegen. Jede von dieſen Tonnen iſt durch eine feſte Ebene, welche durch die Axe der Tonne gelegt, in zwei gleiche Theile getheilt und bis zu einer gewiſſen Höhe mit Waſſer angefüllt. Das Waſſer in der einen Abtheilung ſteht mit dem in der andern Abtheilung befindlichen Waſſer durch eine Oeffnung in Verbindung, welche in dem untern Theil der Scheidewand

angebracht iſt. Jede Tonne wird durch eine Bläuelſtange, welche an einem Krummzapfen an der Axe des Waſſerrads angeſchloſſen iſt, in eine ſchwingende Bewegung geſetzt. Bei jeder halben Oscillation ſetzt ſich die eine Abtheilung vermittelſt eines Ventils mit der atmoſphäriſchen Luft in Verbindung, während bei der andern Abtheilung das Gegentheil Statt findet, indem ſie dann mit dem Windbehälter kommunicirt und den Wind ausbläßt*).

Der Treibofen (refining furnace). Die Treibarbeit, welche auf einigen Hütten in der Gegend von Alſton-Moor mit Vortheil ausgeübt wird, findet in den ſogenannten engliſchen Treiböfen ſtatt. Dies ſind im Allgemeinen Flammöfen mit einem beweglichen Teſt, in den Figg. 1 und 2, Taf. 24, im ſenkrechten Durchſchnitt und im Grundriß dargeſtellt. Bei dem Ofen, deſſen Dimenſionen wir hier mittheilen wollen, iſt der Roſt- oder Feuerraum 22 Zoll im Quadrat. Die Feuerbrücke b, welche den Roſt von dem Raume trennt, der zur Aufnahme des Teſtes beſtimmt iſt, hat eine Breite von 14 Zollen. Auf der dem Roſt gegenüber ſtehenden Seite befindet ſich der Fuchs e, welcher die Flamme, nachdem ſie die Oberfläche des Bleies auf der Kapelle oder auf dem Teſt beſtrichen hat, in eine 40 Fuß hohe Eſſe f führt. Um die Flamme möglichſt zu vertheilen und über den ganzen Teſt auszubreiten, macht man die Fuchsöffnung e e lang und niedrig und theilt ſie auch, um einen zu ſtarken Zug zu verhindern, durch eine Zunge aus feuerfeſten Ziegeln in zwei Kanäle. Wo der Fuchs in der Eſſe einmündet, ſind in der äußern Mauer verſchließbare Oeffnungen i i angebracht, um die Bleidämpfe, die ſich dort verdichten, als Ofenbrüche wieder zu erhalten.

Die Kapelle oder der Teſt (cupel oder test), auf welchem das Blei abgetrieben wird, iſt, wie ſchon erwähnt, beweglich, indem er beim Anfange des Treibens eingeſetzt und nach der Beendigung der Operation wieder herausgenommen werden kann. Er beſteht aus einem eiſernen Rahm, nämlich aus einem ovalen Ring A B C D (Fig. 3 und 4, Taf. 24) von geſchmiedetem Eiſen, deſſen größter Durchmeſſer 4 Fuß, der kleinſte Durchmeſſer $2\frac{1}{2}$ Fuß und deſſen Höhe $5\frac{3}{4}$ Zoll beträgt. An der untern Fläche dieſes Rings ſind vier Leiſten A D, m m', n n', B C, Fig. 3, von geſchmiedetem Eiſen befeſtigt, die theils den Teſtring zuſammenhalten, theils und vorzüglich aber dazu dienen, daß die Treibheerdmaſſe, mit welcher der Ring angefüllt wird, nicht herausfällt. Jede von dieſen Leiſten iſt $5\frac{3}{4}$ Zoll breit und 1 Zoll dick. Sie liegen dergeſtalt neben einander, daß zwiſchen dem untern und vordern Rande des Rings und der erſten Leiſte, ſo wie zwiſchen dem untern und hin-

*) Beſchreibung und Abbildung dieſes Gebläſes in Karſtens Metallurgie, III. 221 ꝛc.

tern Rande des Rings und der letzten Leiſte noch ein Zwiſchenraum von 9 Zoll bleibt. Die Entfernung der Leiſten unter einander iſt gleichgiltig; gewöhnlich richtet man es ſo ein, daß alle Leiſten in gleicher Entfernung von einander liegen. Dieſe vier Leiſten liegen mit dem kleinſten Durchmeſſer des Teſtrings parallel und weil der Teſtring bei der Arbeit im Ofen in den für ihn beſtimmten Raum ſo hineingeſchoben wird, daß er nach der Richtung des kleinſten Durchmeſſers zwiſchen der Feuerbrücke und dem Fuchs, alſo nach der Richtung ſeines größten Durchmeſſers, zwiſchen der Rückwand und der Vorwand des Ofens zu ſtehen kommt, ſo wird dadurch einleuchtend, was unter dem vordern und dem hintern Rande des Teſtrings zu verſtehen iſt, ſo wie auch, daß die auf der untern Fläche des Teſtrings befindlichen eiſernen Leiſten, welche zum Feſthalten der Heerdmaſſe dienen oder dieſelbe vielmehr tragen, wenn der Teſtring im Ofen ſteht, nach der Richtung von der Feuerbrücke bis zum Fuchs zu liegen kommen.

Um den Teſt oder den eigentlichen Treibheerd zu ſchlagen, füllt man den Teſtring (**teste frame**) mit einem Gemenge von Knochenaſche und Farrenkrautaſche auf die Weiſe an, daß man das Gemenge von beiden Subſtanzen, die außerordentlich fein gepulvert ſeyn müſſen, ſchichtenweiſe einträgt und feſt ſtampft. Bei dieſem Feſtſtampfen ſind die bekannten Vorſichtsmaasregeln bei einem ſolchen Verfahren nicht zu unterlaſſen. Die Knochenaſche beträgt $\frac{1}{16}$, auch wohl $\frac{1}{8}$ von dem Gemenge, dem Volumen nach; je nachdem die Farrenkrautaſche, welche man anwendet, weniger oder mehr rein iſt, d. h. je nachdem ſie weniger oder mehr Kali enthält, welches die Eigenſchaft beſitzt, die Knochenaſche in einen halbverglaſten Zuſtand zu verſetzen, ſie dadurch weniger zum Zerbröckeln geneigt zu machen und die Dauerhaftigkeit der Maſſe zu befördern. Der Teſt muß, wenn er recht dauerhaft ſeyn ſoll, ſehr ſtark geſchlagen und bis zu dem oberſten Rande des Rings voll geſtampft werden. Iſt dies geſchehen, ſo ſchneidet man vermittelſt eines beſonders dazu beſtimmten und eingerichteten Meſſers von dem Teſt ſo viel aus, daß er, vom Boden oder von der obern Fläche der eiſernen Leiſten an gerechnet, nur noch $\frac{3}{4}$ Zoll ſtark oder dick bleibt. Nur unmittelbar an dem eiſernen Ringe läßt man überall einen Rand von Teſtmaſſe ſtehen, welcher oben am Rande des Rings 2 Zoll und unten bei dem eigentlichen Teſtausſchnitt $2\frac{1}{2}$ Zoll breit iſt, mit Ausnahme des vordern Randes des Teſtrings, den man die Bruſt (**breast**) nennt, wo die ganze Teſtmaſſe in einer Breite von 5 Zoll ſtehen bleiben muß. Durch dieſe Teſtmaſſe am vordern Rand des Rings ſchneidet man eine Oeffnung von $1\frac{1}{4}$ Zoll Breite und 6 Zoll Länge, welche mit der Glättgaſſe (**gate way**), die in der ſtehen gebliebenen Teſtmaſſe demnächſt ſich bildet, in Verbindung ſteht, um die ſich bildende Glätte durch dieſe Oeffnung los zu werden.

Iſt der ganze Teſt auf dieſe Weiſe zubereitet, ſo wird er in den Treibofen geſchoben, ſo daß er als ein ſonſt üblicher feſtſtehender und mit der ganzen Mauerung des Ofens in Verbindung geſetzter Heerd betrachtet werden kann. Der Teſt ruht auf eiſernen Ankern, die in den Umfaſſungsmauern des Ofens gerade in der Höhe eingemauert ſind, welche das dem Teſt zu gebende Niveau erfordert. Das Gewölbe des Ofens liegt höher als der Teſt, bei der Feuerbrücke um 12 Zoll und bei dem Fuchs um 9 Zoll.

Das Gebläſe iſt der Glättgaſſe gegenüber angebracht und die Kannen oder die Form liegen unmittelbar auf dem hintern Rand des Teſtrings.

An beiden Seiten der Glättgaſſe befinden ſich zwei Oeffnungen durch die Vorwand des Ofens, welche bis zum Teſt reichen und dazu dienen, die zu vertreibenden Werke aufzunehmen und, ſo wie ſie abſchmelzen, nachzurücken. Die zu vertreibenden Werke müſſen daher auch eine äußere Geſtalt erhalten, die dieſen Oeffnungen angemeſſen iſt.

Der Friſchofen. Die Reduktion oder das Friſchen der Glätte hat man zuweilen wohl in Oefen vorgenommen, welche eben ſo konſtruirt waren, als die Oefen, in welchen die Bleierze bei Flammfeuer geſchmolzen werden, nur daß man die Dimenſion des Flammofens, welcher zum Glättfriſchen dienen ſollte, etwas größer machte. Jetzt verrichtet man das Friſchen der Glätte aber gewöhnlich in Flammofen, Taf. 24, Fig. 5, im ſenkrechten Durchſchnitt und Fig. 6 im Grundriß, die ein etwas flacheres und niedrigeres Gewölbe haben. Der Roſt- oder Feuerraum bei dieſen Oefen liegt ebenfalls auf der einen kurzen Seite des Ofens und die Fuchsöffnung auf der andern, dem Roſt gegenüber. Der tiefſte Punkt des Heerds befindet ſich auf zwei Drittel ſeiner Länge, von der Feuerbrücke an gerechnet. Die Länge des Heerds beträgt etwa 10 Fuß von der Brücke bis zum Fuchs und die Breite 6 Fuß. An den vier Ecken iſt der Heerd etwas abgerundet und läuft nach dem Fuchs zu etwas ſchmaler zuſammen. An den beiden (langen) Arbeitsſeiten befinden ſich an jeder Seite zwei Oeffnungen oder Thüren m m', n n', die einander gerade gegenüber ſtehen. Die mittlere größere Thür dient auf der einen Seite zum Abziehen der Schlacken, auf der andern Seite zum Einſetzen der Glätte. Die andere, kleinere Thür n n', welche ſich auf beiden Seiten zunächſt der Feuerbrücke oder zwiſchen dieſer und der größern Thür befindet, dient auf beiden Seiten dazu, daß der Arbeiter die bei dem Friſchproceß ſich bildenden Schlacken in die Nähe der Feuerbrücke ſchieben und dort auf einen Haufen bringen kann.

Der Roſtraum iſt 25 Zoll lang und breit. Der Roſt liegt etwa 28 Zoll tiefer als die Brücke (fire bridge) **B** und dieſe etwa ebenfalls 28 Zoll höher, als der tiefſte Punkt des Heerds. Zwi-

ſchen der Brücke und dem Gewölbe des Ofens iſt der Zwiſchenraum nur 6 Zoll; h iſt der Fuchs und f die Eſſe.

Häufig hat man bei den Friſchöfen die Einrichtung getroffen, daß der Fuchs nicht unmittelbar, ſondern durch einen lang fortgezogenen und ſchwach anſteigenden Kanal mit der Eſſe in Verbindung ſteht. In dieſem Kanal ſetzt ſich die Glätte, welche durch den Luftzug fortgeführt wird, als ein feiner Staub oder als ein Bleirauch (rafiners fume) ab. Dieſer Niederſchlag könnte unmittelbar als Malerfarbe angewendet werden. Er bedarf keiner Vorbereitung durch Waſchen oder Schlämmen, wenn er im Krummofen (slag-hearth) zu Gute gemacht würde. Das Blei aus dieſem Niederſchlage enthält kein Silber (?). Die Menge des Bleirauchs, der ſich in dem Kanal abſetzt, iſt ſo bedeutend, daß durch den Werth deſſelben die Baukoſten des Kanals reichlich gedeckt werden. Durch dieſe Vorrichtung werden aber auch zugleich die äußerſt nachtheiligen Wirkungen gehoben, welche der Bleidampf auf die Vegetation in der umliegenden Gegend und vorzüglich auf die Thiere äußert, welche auf die Nahrung von den dort wachſenden Pflanzen angewieſen ſind.

Noch iſt zu bemerken, daß an derjenigen Arbeitsſeite des Friſchofens, an welcher ſich die Thür zum Ausziehen der Schlacken befindet, eine Oeffnung **O P** durch die Seitenmauer des Ofens angebracht iſt, welche zum Abſtechen des Bleies dient. Die Stichöffnung ſteht mit dem tiefſten Punkt des Heerds in Verbindung. Das Blei wird durch die Stichöffnung in einen vor dieſer Oeffnung befindlichen Sumpf geleitet.

## Verfahren bei dem Zugutemachen der Bleierze.

### Die Schmelzarbeit im Flammofen.

Wir haben ſchon erwähnt, daß man ſich in Derbyſhire lediglich der Flammöfen zum Verſchmelzen der Bleierze bedient, indeß wendet man ſie doch auf einigen Hüttenwerken in der Gegend von Alſton-Moor in Cumberland ebenfalls an.

Während die eine Schmelzung im Gang iſt, füllt man den über dem Flammofengewölbe befindlichen Trichter, Fig. 9, Taf. 24, mit dem ganzen Erzſatz an, welcher für die nächſtfolgende Schmelzung beſtimmt iſt. Ein ſolcher Satz beſteht gewöhnlich aus 16 Ctr., jeden Ctr. zu 120 Pfdn. Avoir du poids Gewicht gerechnet. Dieſer Satz ſtellt ein möglichſt genaues und ſorgfältiges Gemenge von fünf, ſechs, ſieben und auch wohl von acht verſchiedenen Sorten von Erzen und Schliechen dar, welche man bei der Aufbereitung der verſchiedenartigen Erze und bei der Anwendung der verſchiedenartigen Aufbereitungsmethoden erhält. Die Verhältniſſe, in welchen die verſchiedenen Erz- und Schliechſorten zu ſortiren ſind, müſſen durch Erfah-

rung ausgemittelt werden. Sie haben einen ſehr weſentlichen Einfluß auf den Erfolg der Schmelzarbeit.

Der größte Theil der Erze befindet ſich mehr im Zuſtande von kleinen Graupen, als in dem der Schlieche. Zuweilen iſt das Erz ſehr rein und gibt dann 75 Prozent aus. Gewöhnlich hat es aber ſtarke Beimengungen von Kalkſpath und vom Flußſpath und dann iſt das Ausbringen ungemein verſchieden und wechſelt von 65 bis zu 23 Prozent ab.

Nachdem das von einer Schmelzung erfolgte Blei vollkommen abgeſtochen und aus dem Ofen geſchafft und nachdem der Heerd auch von allen Schlacken und Krätzen völlig gereinigt worden iſt, werden die beiden Stichöffnungen zum Ablaſſen des Bleies und der Schlacke zuerſt wieder zugemacht. Man bedient ſich dazu des gebrannten Kalks, der mit Waſſer zu einem ziemlich konſiſtenten Mörtel eingerührt wird. Alsdann nimmt man die Roheiſenplatte weg, welche die Oeffnung im Ofengewölbe unter dem Trichter bedeckt hält, ſchiebt die Platte zurück, welche den untern Theil des Trichters verſchließt, läßt auf dieſe Weiſe den neuen Erzſatz auf den Heerd des Flammofens niederfallen und breitet ihn mit eiſernen Kratzen über die Heerdfläche aus. Die Thüren des Ofens werden in demſelben Augenblick ſämmtlich geſchloſſen, um den Ofen in die Hitze zu ſetzen. Hat der Ofen die gehörige Temperatur erlangt, welche eine ſtarke Rothglühhitze nicht erreichen darf, ſo werden die Thüren wieder geöffnet, um das Erz auf dem Heerde wechſelsweiſe erſt auf der einen und dann auf der andern Seite des Ofens umzurühren.

Dieſe Arbeit des Umrührens wird zwei bis drei Stunden lang fortgeſetzt, wobei die Thüren bald wieder geſchloſſen, bald von Neuem geöffnet werden, um alle Erztheile zu wiederholten Malen der Wirkung der Luft und der Hitze auszuſetzen, zugleich aber auch dahin zu wirken, daß der Ofen ſtets in der gehörigen Temperatur erhalten wird. Dieſer erſte Theil der Arbeit hat den Zweck, die Erze abzuröſten, d. h. den Schwefel, Arſenik u. ſ. f. theilweiſe zu verflüchtigen und einen Theil des Bleies zu oxydiren. Daß die Röſtarbeit lange genug fortgeſetzt worden ſey, erkennt man daran, daß die Dämpfe, welche ſich aus den Erzen entwickeln und in der erſten Zeit das Innere des Ofens ganz verfinſtern, zuletzt völlig nachlaſſen und daß der Ofen inwendig ganz hell und klar wird. Dies iſt auch der Zeitpunkt, wo man, wenn es überhaupt nöthig iſt, die Flußmittel einträgt. Die Flüſſe beſtehen aus einem Gemenge von Fluß- und Kalkſpath, bei welchem aber der Flußſpath vorwalten muß, weshalb man bei der Aufbereitung der Bleierze darauf auch ſchon Rückſicht nimmt und die an Flußſpath ſehr reichen Berge beſonders aufſtürzt. Die Quantität Fluß, welche zugeſetzt wird, iſt ſehr veränderlich und zuweilen höchſt beträchtlich. Sie richtet ſich

nach der Beſchaffenheit der Erze. Man ſetzt den Fluß in ſehr verſchiedenen Zeitperioden und zwar ſo lange zu, bis der Schmelzer ſich überzeugt hat, daß alle Schlacken vollſtändig in Fluß kommen werden. Die Flüſſe werden ſchaufelweiſe durch die Seitenöffnungen des Ofens eingetragen und auf den Theil des Heerds geworfen, wo ſie beſonders nothwendig zu ſeyn ſcheinen.

Alsdann werden die Thüren des Ofens von Neuem ſämmtlich geſchloſſen und es wird eine ſehr ſtarke Hitze gegeben, um die Reduktion des Bleies und eine vollſtändige Schmelzung der Schlacken zu bewirken. Das Metall fließt in dem Maaſe, wie es ſich ausſcheidet, in dem tiefſten Punkt des Heerds zuſammen und bildet dort ein Bleibad, welches ſich mit den geſchmolzenen erdigen Theilen bedeckt, welche dort zuletzt eine Schlackenſchicht von 2—3 Zoll Dicke bilden. Der Schmelzer hat während dieſer Zeit nur darauf zu achten, die noch nicht reducirten Erze auf die höheren Stellen des Heerds zu bringen, um ſie ununterbrochen der Wirkung der Luft und der Hitze auszuſetzen.

Wenn das Blei und die Schlacken vollſtändig in Fluß gekommen ſind, ſo werden zuerſt die Schlacken durch die dazu beſtimmte Oeffnung abgelaſſen*). Sie ſind äußerſt dünnflüſſig und man läßt ſie unmittelbar auf die gepflaſterte Hüttenſohle ablaufen, wo ſie ſehr

---

*) Als man vor einigen Jahren auf dem Hüttenwerk Whitefieldmill in Northumberland einem der Londoner Bleikompagnie (London lead Company) gehörenden Hüttenwerke die Flammöfen zum Bleierzſchmelzen zuerſt einführte, brachte man an den Oefen zwei Abſtichöffnungen (taps) an, die eine zum Abſtechen der Schlacke, die andere zum Ablaſſen des Bleies, wie wir es oben auch erwähnt haben.

Allein man ward ſpäter genöthigt, die Oeffnung zum Abſtechen der Schlacken wieder eingehen zu laſſen, weil ſich die Schlackenöffnung zu nahe an der Oeffnung befand, die zum Ablaſſen des Bleies dient, ſo daß die Arbeiter beim Auskellen des Bleies in die Formen zu ſehr von der Hitze zu leiden hatten. Statt daher die Schlacken auf dieſelbe Weiſe abzulaſſen, erfann man ein anderes Mittel, welches darin beſtand, daß man auf die im Ofen befindliche flüſſige Schlacke ſo viel gebrannten Kalk ſtreute, als nöthig war, um die Schlacken zum Erſtarren zu bringen oder, wie die Arbeiter es nennen, um ſie trocken zu machen (drie-up). Dann konnte man ſie von der Oberfläche des Bleibads nach den höhern Theilen des Heerds hin ſchieden, von wo ſie durch eine von den Thüren herausgezogen wurden, ehe der Ofen von Neuem beſetzt ward.

Dieſe Methode, die Schlacken trocken zu machen, läßt ſich jedoch nur anwenden, wenn ſich keine große Quantität von Schlacken bildet. Seit einigen Jahren hat man ein ähnliches Verfahren auch in Frankreich eingeführt, aber man wendet zum Trockenmachen der Schlacke oder um dieſelbe zum Erſtarren zu bringen, nur Kohlenlöſche an. Dieſes Subſtitutionsmittel gewährt den großen Vortheil, daß dadurch einerſeits noch eine gewiſſe Quantität ſchwefelſaures Blei reducirt und andererſeits das Haufwerk durch erdige Beimengungen nicht vergrößert wird.

bald erſtarren. In dieſem Zuſtande ſind ſie undurchſichtig und haben eine weißgraue Farbe.

Dieſe Schlacken enthalten ſehr viel ſchwefelſaures Blei. Die Herren Dufrenoy und v. Beaumont haben eine ſolche Schlacke analyſirt und 38 Prozent Bleivitriol darin gefunden. Außerdem befindet ſich darin noch ſehr viel Flußſpath, durch welchen ſie ohne Zweifel den hohen Grad von Flüſſigkeit erhalten, der ihnen eigenthümlich iſt.

Sobald der größte Theil der in dem Ofen befindlichen Schlacken abgelaſſen oder auch abgehoben worden iſt, breitet der Schmelzer auf der Oberfläche des Bads zwei bis drei Schaufeln voll gebrannten und fein gepulverten Kalk aus, um die noch zurückgebliebenen Schlacken, welche auf dem Metallbade ſchwimmen, zum Erſtarren zu bringen. Dann werden ſie mit einer Kratze oder mit einer Schaufel ſehr ſorgfältig von dem Metallbad abgezogen und in einem halbflüſſigen Zuſtand aus dem Ofen genommen. Dieſe Schlacke oder vielmehr Krätze, welche man drawn-slag (gezogene oder geholte Schlacke) nennt, bekommt nach dem Erkalten eine dunkelgraue Farbe und eine außerordentliche Dichtigkeit. Gewöhnlich wird ſie im Krummofen verſchmolzen, indeß ſchicken einige Hüttenbeſitzer einen Theil von dieſen Schlacken, die ſie auf ihren Hüttenwerken erhalten, auch wohl nach London, wo ſie bei der Zugutemachung der Gold- und Silberkrätzen als Zuſchlag angewendet wird.

Wenn ſich das Bleibad auf ſolche Weiſe ganz vollſtändig geöffnet hat, ſo wird der Bleiſumpf oder der Stichheerd (**lead-pan**), wenn es nöthig ſeyn ſollte, gereinigt und man ſchreitet zum Abſtechen des Bleies. In dem Stichheerd oder in dem Bleikeſſel wird die Oberfläche des Bleies abgeſchäumt und der Bleiſchaum in den Ofen zurück geworfen. Dieſer Schaum ſpielt mit ſehr verſchiedenen Farben und zeigt einen außerordentlich ſtarken Glanz. Es ſammelt ſich aber auf der Oberfläche des Bleibads auch noch etwas Bleiſtein an, der ebenfalls aus dem Bleikeſſel genommen und zur weitern Verarbeitung an den Krummofen (**slag-mill-hearth**) abgegeben wird. Zuweilen zeigt ſich kupferſchüſſiger Stein, den man über die Halde wirft.

Iſt das Blei im Stichheerd vollkommen gereinigt, ſo wird es mit Kellen ausgeſchöpft und in Mulden gegoſſen. Das Blei aus den Derbyſhirer Erzen enthält gewöhnlich ſo wenig Silber, daß man es mit Vortheil der Treibarbeit zur Silberſcheidung nicht unterwerfen kann.

Nun wird der Flammofenheerd von allen Krätzen und Schlacken, die darauf zurück geblieben ſeyn könnten, gereinigt, die Stichöffnungen zum Auslaſſen der Schlacken und des Bleies werden auf die angegebene Art geſchloſſen und es wird ein neuer Erzſatz aus dem

Digitized by Google

Trichter niedergelaſſen. Dies Alles geſchieht ſo ſchnell, daß von dem Ende der einen bis zum Anfange der andern Operation nur wenige Minuten verfließen. Die Schmelzarbeit wird die ganze Woche hindurch ohne Unterbrechung fortgeſetzt. Die Oefen haben eine doppelte Belegung mit Arbeitern, die ſich in ſieben- oder achtſtündigen Schichten abwechſeln. Das mittlere oder Durchſchnittsausbringen von allen in einem Zeitraum von mehreren Jahren in den Flammöfen zu Stanage in Derbyſhire verſchmolzenen Erzen beträgt 66 Prozent und man verſichert, ein Ausbringen von 76 Prozent zu erhalten, wenn blos vollkommen reine Erze verſchmolzen werden.

In den Flammöfen des Hüttenwerks Ecton wendet man als Fluß den Flußſpath von der Grube Knowle bei Matlock an.

Durchſtechen der Krätzen oder der reinen Schlacken vom Flammofenſchmelzen im Krummofen. Die ſchwarze Schlacke oder die ausgezogene Schlacke (black oder drawn slag) aus den Flammöfen wird unter Handfäuſteln zu kleinen Stücken zerſchlagen und mit einer angemeſſenen Menge von den kleinen Koaks (Cynders) gemengt, welche bei der Flammofenſchmelzarbeit durch den Roſt fallen. Man beſchickt dieſe ſchwarzen Schlacken auch noch mit dem bleihaltigen Stein, welcher ſich auf der Oberfläche des Bleibads abſetzt, wenn man das abgeſtochene Blei einige Zeit ruhig in dem Bleikeſſel oder in dem Stichheerd ſtehen läßt. Außerdem nimmt man dazu auch noch das bleiiſche Zeug, welches ſich in den Bleifängen des Flammofens abſetzt und wendet als Flußmittel die äußerſt armen Erze an, die in einer Gangart von Flußſpath und Kalkſpath brechen, welche man zu dieſem Zweck bei der Aufbereitung beſonders aufgeſtürzt hatte. Dies iſt die Gattirung oder die Beſchickung, welche bei der Verſchmelzung in den oben beſchriebenen Krummöfen (slag-mill-hearth) in Anwendung kommt.

Durch die vereinte Wirkung der Hitze und der Kohlen wird das Blei reducirt und begibt ſich mit den erdigen Subſtanzen, welche äußerſt flüſſige Schlacken bilden, durch die Feuerſäule im Schachte hindurch gehend, in den Sumpf, welcher ſich auf dem Boden des Schachts befindet. Hier verdickt man die Schlacken, indem man ſie mit gebranntem Kalk beſtreut und zieht ſie alsdann mit einer Kratze ab. Dieſe Schlacken werden ganz über die Halde geſtürzt oder zur Wegebeſſerung angewendet. Wenn die Schmelzſchicht durchgeſtochen iſt, wird das Blei, welches ſich in dem Tiegel oder Sumpf geſammelt hat, ausgeſchöpft und in Formen gekellt, die eine eigenthümliche äußere Geſtalt haben. Man nennt dies Blei Schlackenblei (slag-lead). Es iſt viel härter und hat einen ungleich ſtärkern Klang als das Blei, welches unmittelbar aus den Erzen im Flammofen erfolgt. Zu manchem Gebrauch zieht man das Blei vor, z. B. bei der Bereitung von Mennige, bei der Anfertigung von Bleiſchrot und zu manchen andern Zwecken.

**Zugutemachung der Bleierze in der Hütte des Lord Grosvenor bei Holywell in Nordwales.**

## Schliechſchmelzen.

Die Figg. 7 u. 8, Taf. 24, ſtellen einen von den zum Schliechſchmelzen angewendeten Ofen dar und zwar Fig. 7 im ſenkrechten Durchſchnitt und Fig. 8 im Grundriß. Der Heerd zeigt, wie der Ofen zu Lea, eine Vertiefung unter einer der mittlern Thüren und eine Neigung von allen Seiten gegen dieſen Sumpf, deſſen tiefſter Punkt 24 Zoll unter der Thürſchwelle liegt. Zuweilen iſt der Sumpf nicht ſo tief, welches von der Beſchaffenheit der Erze abhängt. Eine Oeffnung zum Abſtich der Schlacke iſt nicht vorhanden.

Alle Oefen der Hütte haben eine Eſſe; die Produkte der Verbrennung oder der Röſtung der Erze gelangen mittelſt einer Reihe unterirdiſcher Kanäle dahin, in denen ſich ein großer Theil der ſchädlichen Dämpfe verflüchtigen.

Fig. 8 bis gibt einen Begriff von der Anordnung dieſer Kanäle. **F** bezeichnet die Stellen der Oefen. Die Kanäle **a** ſind im Lichten 18 Zoll, die **b** 60 und 30 Zoll, die **g** 6 und 3 Fuß weit. **A** iſt eine Art runder Kammer von 15 Fuß Durchmeſſer. Der Kanal **e** iſt 7 und 5 Fuß und endlich der Kanal **d**, welcher mit dem Krummofen in Verbindung ſteht, 6 und 3 Fuß weit. Die Eſſe ſteht bei **c**; ſie hat unten 30 Fuß und oben 12 Fuß äußern Durchmeſſer und die Geſtalt eines abgeſtumpften Kegels. Sie iſt etwa 100 Fuß hoch und ihre Baſis liegt etwa 62 Fuß über der Sohle der Hütte auf einem Hügel, an welchen ſich jene anlehnt.

Die Apparate, wie der ſo eben beſchriebene, haben nicht den Hauptzweck, einige Produkte aufzufangen, ſondern vor allem die nachtheiligen Wirkungen gewiſſer Dämpfe auf die Geſundheit der Menſchen, Thiere und Pflanzen aufzuheben oder wenigſtens zu vermindern. Das Geſetz nöthigt die Hüttenbeſitzer zu der Anlage dieſer Vorrichtungen.

Die zu Holywell zu Gute gemachten Erze beſtehen in einem ziemlich ſtrengflüſſigen Bleiglanz, der mit Blende, Galmei, Kieſen, kohlenſaurem Kalk u. ſ. w. vermengt iſt, enthalten aber keinen Flußſpath. Die Beſtandtheile dienen gegenſeitig als Flußmittel.

Als Brennmaterial wird eine Steinkohle von ſchlechter Beſchaffenheit angewendet.

Der Heerd wird mit den Schlacken, die bei der Operation fallen und die nur von einer Art ſind, angefertigt. — Man wirft zu dem Ende auf den aus Ziegelſteinen beſtehenden Heerd 7—8 Tonnen dieſer Schlacken. Mittelſt eines heftigen Feuers bringt man ſie in Fluß und wenn ſie durch eine darauf folgende Abkühlung in den teigigen Zuſtand übergegangen ſind, ſo geben vier Arbeiter, von

denen zwei auf jeder Seite ſtehen, dem Schlackenheerd die gehörige Form.

Das Verfahren bei der Arbeit oder bei dem Betriebe des Ofens iſt folgendes:

Die Erzſchicht, die durch den Trichter oder Rumpf **T** in den Ofen gelangt, beträgt 20 Centner. Sie wird von dem Gehilfen des Schmelzers durch eine Thür an der hintern Seite des Ofens gleichförmig aus einander gezogen. Die Feuerung des Ofens geſchieht nur durch die noch von dem vorhergehenden Schmelzen vorhandenen Kohlen. In den beiden erſten Stunden feuert man nicht weiter nach, ſondern unterhält nur eine mäßige Wärme, indem man von Zeit zu Zeit zwei oder drei Schaufeln von Steinkohlen auf den Roſt wirft. Man verſchließt alle Thüren und läßt das Regiſter der Eſſe auch geſchloſſen.

Der äußere Stichheerd iſt alsdann mit Blei von dem vorhergehenden Schmelzen angefüllt und mit Schlacken bedeckt. Eine rechteckige Spalte über der Stichöffnuug bleibt während des Schmelzens geöffnet, wenigſtens wenn ſich das Blei nicht in dem innern Sumpf über dem untern Theil dieſer Oeffnung erhebt und man nicht zu fürchten braucht, daß es herausfließt, welches man alsdann durch einen kleinen Damm zu vermeiden ſucht.

Darauf öffnet man die beiden äußerſten Thüren an der Vorderſeite des Ofens und der Schmelzer wirft durch eine dieſer Thüren die oben auf dem Metallbade ſchwimmenden Schlacken auf den Heerd zurück und läßt alsdann, nachdem das Stichloch geöffnet iſt, das reducirte Blei abfließen. Zu gleicher Zeit wendet der Gehilfe durch die Thüren an der hintern Seite das Erz mit der Schaufel. — Nachdem dieſe letztern Thüren wieder verſchloſſen, wirft der Schmelzer durch die äußerſte Thür der Vorderſeite eine Schaufel voll Staubkohlen oder voll Koaksaſche auf das flüſſige Metallbad und rührt das Ganze um. Das Erz wird mit der Schaufel umgekehrt und ohngefähr ¾ Stunden nach dem Anfang des Schmelzbetriebs wirft er die auf dem äußern Stichheerd wieder ſchwimmenden und mit Kohlen vermengten Schlacken auf den Heerd zurück. Er wendet Schlacken und Erz mit der Schaufel und verſchließt alle Thüren. Darauf gießt er das ſehr reine Blei in die Eingüſſe und es bildet ſich auf ſeiner Oberfläche weit weniger Krätze als zu Lea.

Nach Verlauf von einiger Zeit wendet der Gehilfe das Erz abermals durch die Thüren an der Rückſeite. Später, etwa eine gute Stunde und etwas mehr nach dem Anfang des Schmelzens, wird das Blei, welches von den wieder in den Ofen gebrachten Schlacken und Gekrätz herrührt, abgeſtochen und es iſt ſo viel, daß es faſt die Hälfte von dem Inhalt des Stichheerds füllt.

Daher wenden der Schmelzer und ſein Gehilfe, jeder auf einer Seite des Ofens und nach und nach durch die verſchiedenen Thüren

das Erz mit den Schaufeln. Das Innere des Ofens iſt in dieſem Augenblick dunkelrothglühend; die Röſtung ſcheint vielmehr durch Verbrennung der ſchweflichen Theile, als durch die Einwirkung der auf dem Roſt liegenden Kohlen fortgeſetzt zu werden. Der Schmelzer verſchließt die Thüren an der Vorderſeite, mit Ausnahme der an der Feuerbrücke, hebt die auf dem Blei im Stichheerd ſchwimmenden Schlacken wieder ab, läßt das Blei auströpfeln und wirft ſie in den Ofen zurück. — Etwa 1¼ Stunden nach Anfang der Arbeit fängt das Blei an in geringer Menge aus dem Erz zu fließen; jedoch ſucht man dieſe Reduktion des Bleiglanzes während der erſten zwei Stunden möglichſt zu vermeiden. Darauf öffnen die Arbeiter alle Thüren und wenden, jeder auf ſeiner Seite, das Erz von Neuem um. 1¾ Stunden nach dem Beginn entwickeln ſich nur noch wenig Dämpfe in dem Ofen, deſſen Hitze ſehr gering iſt. Auf dem Heerd fließt kein Blei mehr und um den Ofen nicht zu ſehr erkalten zu laſſen, wirft man etwas Kohlen auf den Roſt. Die Arbeiter wenden das Erz wieder und verſchließen darauf alle Thüren.

Zwei Stunden nach dem Anfang des Schmelzens iſt das erſte Feuer (first fire) oder die Röſtung beendigt; man verſchließt alle Thüren, hebt das Regiſter etwas und wirft Steinkohlen auf den Roſt, um das zweite Feuer zu geben. Man läßt 25 Minuten verfließen, ehe man die Thüren öffnet und das zweite Feuer iſt alsdann beendigt. Darauf öffnet man alle Thüren, die Temperatur des Ofens iſt eine lebhafte Rothglühhitze und das Blei rieſelt von allen Seiten nach dem Sumpf. Die auf demſelben ſchwimmenden Schlacken werden mit der Schaufel oder mit der Krücke auf den Heerd geworfen oder gezogen und der Gehilfe breitet ſie durch die Thüren an der hintern Seite gleichförmig aus, worauf der Schmelzer durch die mittlere Thür an der vordern Seite einige Schaufeln von Kalk auf das Blei wirft. Darauf wendet und vermengt der Gehilfe durch die drei Thüren an der Rückſeite die Erze und die Schlacken, während der Schmelzer die in den Sumpf gefallenen Materien zurückwirft. Das Blei läuft in denſelben zurück und die Thüren bleiben nun noch einige Augenblicke geöffnet. Dieſe dem Anſchein nach unnöthige Abkühlung des Ofens (cooling of the furnace) iſt erforderlich, um die Produkte von einander und beſonders die Schlacken von dem Blei zu trennen.

Nach dieſem beginnen die Arbeiter die Operation wieder wie vorher, ſie heben Schlacken und Krätze von dem Blei und wenden die Erze. Drei Stunden nach dem Anfang des Schmelzens wirft man etwas Kohlen auf den Roſt, jedoch nur um die Wärme des Ofens zu erhalten, indem die Arbeiten fortgeſetzt werden. Zehn Minuten ſpäter bedeckt man den Roſt mit Kohlen, um das dritte Feuer (third fire) zu geben und zieht das Eſſenregiſter ganz auf.

Man verſchließt alle Thüren und läßt den Ofen in dieſem Zuſtande ¾ Stunden lang. — Vier Stunden weniger fünf Minuten nach dem Anfang des Schmelzens öffnet man alle Thüren; der Gehilfe ebnet die Oberfläche mit der Krücke und erleichtert dadurch das Niedertröpfeln des Bleies. Auch breitet er die von dem Schmelzer abgehobenen Schlacken aus. Der Letztere wirft von Neuem Kalk auf; der Zweck dieſes Zuſchlags iſt nicht allein der, das flüſſige Bad zu bedecken, um es gegen Orydation zu ſchützen, ſondern auch, um die Schlacken teigig zu erhalten. — Nach einer Arbeit von zehn Minuten, nachdem das dritte Feuer beendet worden, feuert man von Neuem und verſchließt die Thüren, um das vierte Feuer (fourth fire) zu geben, welches vier Stunden vierzig Minuten nach dem Anfang des Schmelzens vollendet iſt. Man öffnet alle Thüren, der Schmelzer ſtößt die Stichöffnung auf, mittelſt welcher das Blei aus dem innern nach dem äußern Sumpf abfließt und wirft Kalk in den letztern. Endlich ſtößt er die getrockneten Schlacken auf den obern Theil des Heerds zurück und der Gehilfe zieht ſie heraus. Die ganze Operation hat 4½ oder im Durchſchnitt fünf Stunden gedauert.

Man kann vier verſchiedene Perioden bei der Schmelzarbeit unterſcheiden: Die erſte, das erſte Feuer, iſt die Periode des Erzröſtens. Man erhält den Ofen in einer niedrigen Temperatur, die Hitze ſteigt nur nach und nach; man verändert die Oberfläche der Schmelzſchicht häufig. Endlich gewinnt man dabei auch das Blei aus dem Gekrätz der vorhergehenden Schmelzen und das Erz ſelbſt gibt ſchon etwas Metall. Dieſe Periode dauert zwei Stunden.

Die zweite Periode heißt das zweite Feuer; es iſt eine eigentliche Schmelzung. Man verſtärkt die Hitze und läßt den Ofen geſchloſſen. Die verſchiedenen Elemente der Erze reagiren auf einander, es entſteht Blei und reiche Schlacken, welches ſich in dem innern Sumpf ſammelt. Die Arbeiter ſtoßen die Schlacken auf den Heerd zurück, breiten ſie aus und vermengen ſie mit dem noch nicht reducirten Erz; man nennt dies die Schlacken trocknen (to dry up). Sie erfriſchen auch den Ofen, um die Trennung der Produkte beſſer bewirken zu können.

Die beiden letzten Perioden, das ſogenannte dritte und vierte Feuer, ſind ebenfalls zwei Schmelzungen, die von der erſten nur darin verſchieden ſind, daß ſie in einer weit ſtärkern Hitze bewirkt werden; beſonders iſt die Hitze in der letztern bedeutend. Geſtalt und Maaſe des Ofens ſind ſo berechnet, daß die Hitze auf der ganzen Heerdoberfläche gleichförmig vertheilt iſt.

Man hat zuweilen grünes Holz in dem Blei im Stichheerde verbrennen laſſen, um die Trennung des Gekrätzes zu befördern und um ein reineres Blei zu erhalten, allein man hat dieſes Verfahren in Beziehung des Haushalts nicht vortheilhaft gefunden.

Schmelzen der Schlacken im Schachtofen. — Die von der Erzreduktion im Flammenofen herrührenden Schlacken ſind weißlich und ſchwer; man verſchmilzt ſie alle in einem Schachtofen. Derſelbe iſt dem oben beſchriebenen ganz ähnlich, nur iſt er enger, die Sohle hat eine ſtärkere Neigung, die Form liegt 17 Zoll davon und 18 Zoll von der Gicht entfernt; der Deupendurchmeſſer beträgt 1½ Zoll.

Die Gebläſe beſtehen in ledernen Bälgen; die für drei Oefen werden von einer Dampfmaſchine von vier Pferdekräften in Bewegung geſetzt, die auch außerdem noch eine kleine Mühle zum Zerkleinern der Schlacken treibt.

Man wendet in dieſen Oefen gewöhnlich die durch den Roſt des Flammenofens gefallenen kleinen Koaks oder Cynders an, von deren Verbrauch man keine Rechnung führt; Koaks von Stückkohlen werden nur ſelten angewendet.

Den Betrieb der Oefen beſchreiben wir nicht, da er dem zu Lea ganz gleich iſt.

Die dabei fallenden Schlacken werden in der Mühle zerquetſcht und dann auf Sieben und durch Setzarbeit gewaſchen.

Metallgehalt der Erze und Betriebsreſultate. — Die Erze geben nie weniger als 70, bei der Probe jedoch 77 Proz. Blei; die Schlacke enthält . . . . . 25 Prozent.

100 Schliech geben:

| | |
|---|---|
| Im Flammofen . . . . . . . . . | 67,50 Blei. |
| Im Schachtofen . . . . . . . . | 3,75 |
| in Summa | 71,25 |

Der Verluſt würde daher . . . . 5,75 Prz. Blei betragen und er vertheilt ſich folgendermaaſen:

| | |
|---|---|
| Im Flammofen . . . . . . . . . | 5,125 |
| Im Schachtofen . . . . . . . . | 0,625 |
| | 5,750 |

Der Brennmaterialienverbrauch in dem Flammofen beläuft ſich auf 10 Centner Steinkohlen von mittelmäßiger Beſchaffenheit, auf 20 Ctr. Schliech.

Da die in den Schachtöfen angewendeten kleinen Koaks keinen Werth haben, ſo berechnet man ſie nicht.

Das in Wales dargeſtellte Blei iſt oft ſilberreich genug, um zur Treibarbeit zu gelangen.

## Zugutemachung der Bleierze zu Graſſington.

Schliechſchmelzen. — Die Hütte von Graſſington liegt ohngefähr 10 engl. Meilen nördlich von Skipton in Yorkſhire. Die dort im Betriebe ſtehenden Flammöfen ſind nur in den Dimenſionen von denen zu Holywell verſchieden.

Digitized by Google

Fig. 9, Taf. 24, iſt ein ſenkrechter Durchſchnitt und Fig. 10 ein Grundriß von dieſem Ofen.

Der Heerd dieſes Ofens hat einen weit ausgedehntern ebenen Theil als die zu Holywell, ſo daß, wenn die krumme Linie a b c d e' b' a' der Durchſchnitt des einen, die Curve a o p d p' o' a' der Durchſchnitt des andern iſt. Die Tiefe des Sumpfs unter der Thürſchwelle beträgt nach den verſchiedenen Erzen 18—24 Zoll. Der Heerd beſteht aus alten Schlacken, von denen man ſich Vorräthe hält und er wird auf dieſelbe Weiſe wie zu Holywell angefertigt.

Die zu Graſſington zu Gute gemachten Erze beſtehen aus einem reinen Bleiglanz, aus einem Gemenge von Bleiglanz und Weißbleierz, nebſt Kalkſpath, Schwerſpath u. ſ. w. und ſind leichtflüſſig. Zuweilen wird auch Weißbleierz allein verſchmolzen. — Das Brennmaterial beſteht aus guten Steinkohlen aus Lancaſhire.

Der Betrieb iſt faſt derſelbe wie zu Holywell. Die Schliechladung beſteht aus 2214 Pfd. oder aus faſt 1 Tonne. Man beginnt mit einer Röſtung, welche, je nach der Beſchaffenheit des Erzes, zwei, drei, auch ſelbſt vier Stunden dauert. Darauf folgt die erſte Schmelzung. Man trocknet die Schlacken mit Kalk und mit durchgeſiebten Staubkohlen und zieht und ſchiebt ſie auf den Heerd zurück. Mit dieſer Arbeit fährt man ſo lange fort, ſo lange die Schlacken noch ſo bleihaltig erſcheinen, daß ſie eine neue Feuerung verdienen. Die Bearbeitung der Erze findet mehr in der Nachbarſchaft der Feuerbrücke ſtatt, wo die Arbeiter ſie anhäufen, als auf den andern Theilen des Ofens, welches in Holywell nicht der Fall iſt. Häufig ſchlägt man auch Flußſpath zu, jedoch iſt dies nicht immer nöthig.

Das ſich im Stichheerd anſammelnde Blei wird ſtets mit Kalk bedeckt erhalten und man vergießt es erſt dann, wenn das ganze Schmelzen vollendet iſt. Zu dem Durchſetzen von der obigen Schliechſchicht ſind gewöhnlich ſieben bis acht Stunden erforderlich.

Man erhält, wie zu Holywell, nur eine Sorte Schlacken oder Krätze, welche man mit Krücken aus dem Ofen zieht und in einem Krummofen durchſticht.

Wenn man Weißbleierz verſchmilzt, ſo beträgt die Ladung weniger und man gebraucht nur eine Zeit von vier bis fünf Stunden.

Bleigehalt der Erze und Betriebsreſultate. — Der mittlere Bleigehalt der zu Graſſington verſchmolzenen Erze beträgt 70 Prozent und die Tonne enthält nur 3 Unzen Silber, welches zu wenig iſt, um eine Treibarbeit zu verlohnen.

Die Schlacken, welche man im Schachtofen durchſetzt, geben etwa 15 Prozent Blei. — Der Bleiverluſt kann nicht angegeben werden.

Der Steinkohlenverbrauch beträgt $7\frac{1}{2}$ Centner auf eine Tonne Schlich.

## Zugutemachen der Bleierze in Cornwall.

Es exiſtirt in Cornwall nur eine Bleihütte, etwa 11 engliſche Meilen nordöſtlich von der Stadt Redruth, am Meeresufer. — Wir geben einige kurze Notizen über den Betrieb dieſer Hütte, der von dem der übrigen engliſchen Bleihütten weſentlich verſchieden iſt.

Der Schmelzofen iſt dem zu Graſſington ähnlich, nur hat er andere Dimenſionen; es ſind folgende:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Länge des Heerds | 12 | Fuß | — | Zoll |
| Breite " " | 7 | " | — | " |
| Länge des Roſtes | 6 | " | — | " |
| Breite " " | $2\frac{1}{2}$ | " | — | " |
| Höhe der Feuerbrücke über dem Roſt | 3 | " | — | " |
| Entfernung der Brücke vom Gewölbe | — | " | 10 | " |
| Höhe der Brücke über dem Heerde | 2 | " | — | " |

Nach dem Fuchs zu ſenkt ſich das Gewölbe. — Der Heerd hat einen Sumpf wie alle übrigen Bleiſchmelzöfen. Die Erze ſind ein ſehr ſilberreicher Bleiglanz, der gewöhnlich 70 bis 72 Prozent Blei enthält.

Als Brennmaterial wird eine ſehr gute Steinkohle aus Südwales angewendet.

Das Erz wird nicht unmittelbar in dem Schmelzofen zu Gute gemacht, ſondern es wird vorher erſt in einem Flammofen geröſtet. Der Heerd dieſes Röſtofens iſt $9\frac{1}{2}$ Fuß lang und ohngefähr 7 Fuß breit. Die Brücke liegt $2\frac{1}{2}$ Fuß über der Heerdſohle und nur 6 Zoll von dem faſt ganz flachen Gewölbe entfernt. — Die Beſetzung des Röſtofens beträgt 12 Centr., die Dauer der Röſtung zwölf Stunden, wobei ohngefähr 125 Pfd. Kohlen verbrannt werden.

Man vollendet die Röſtung in dem Schmelzofen, indem man in den drei erſten Stunden des Betriebs deſſen Hitze nur nach und nach ſteigert. Alsdann gibt man eine raſche Hitze und erhält Blei und Schlacken, welche letztere man mit trocknen Staubkohlen (culm) trocknet. Man bringt ſie auf die höhern Theile des Heerds zurück und verſchmilzt ſie von Neuem ꝛc., worauf ſie aber über die Halde geſtürzt werden. Man ſchlägt auch beim Schmelzen Kalkſpath zu, der vielleicht auch Flußſpath enthält.

Sechs oder $6\frac{1}{2}$ Stunden nach dem Anfang des Schmelzens ſticht man ſechs Blöcke Blei ab, man ſetzt Staubkohlen und ſticht ſogleich wieder acht Blöcke ab. Nachdem man endlich die Staubkohlen gehörig mit der Maſſe vermengt und die letzte Hitze gegeben hat, die faſt vier Stunden dauert, gießt man nochmals etwa neun Blöcke. — Der ganze Schmelzproceß dauert etwa zehn Stunden

Digitized by Google

und es iſt zu einer Tonne geröſtetem Schlich ohngefähr eine Tonne Steinkohle erforderlich.

## Verſchiedenheit zwiſchen den beſchriebenen Schmelzmethoden.

Die in dem Obigen beſchriebenen Verfahrungsarten beim Zugutemachen der Bleierze zeigen unter ſich eine Verſchiedenheit, die wir hier näher nachweiſen müſſen.

Der Betrieb zu Lea unterſcheidet ſich ſehr weſentlich dadurch von dem in den Hütten zu Holywell und Graſſington, daß man dort die Schlacken nicht trocknet, um ſie auf den obern Theil des Heerds zurück zu bringen und ſie von Neuem dem Schmelzen zu unterwerfen; daß man anfangs eine heftige Hitze gibt und daß man einen Theil der Schlacken abſticht. — Er iſt von dem zu Holywell ferner darin verſchieden, daß man Flußſpath zuſchlägt und daß man weniger Hitze gibt. Der Ofen iſt übrigens wie der zu Holywell konſtruirt, um alle Theile ſo gleichförmig als möglich erhitzen zu können.

Der Betrieb zu Lea iſt von dem zu Graſſington darin verſchieden, daß man den Schlich auf der ganzen Heerdoberfläche bearbeitet und daß man eine ſtärkere Hitze anwendet. Wie dort ſucht man auch hier die Flamme gleichförmig zu vertheilen: die Brücke iſt dort höher als hier und das Gewölbe in der Nähe des Fuchſes gedrückter.

Die Dauer der Operation und der Brennmaterialienverbrauch ſind ſich zu Lea und Graſſington gleich; allein in jener Hütte verliert man einen Theil des Brennmaterials und der Zeit zu dem Durchſtechen der Schlacken, nachdem das Blei abgeſtochen iſt, während zu Holywell dieſes Durchſtechen der Schlacke in der Röſtperiode ausgeführt wird.

Vergleicht man das Verfahren zu Holywell mit dem zu Graſſington, ſo findet man, daß, da in der letztern Hütte die Schliche mit leichtflüſſigern Materien vermengt werden, der Ofen nicht ſo ſtark gefeuert zu werden braucht; auch ſetzt man zu Graſſington in einigen Fällen Flußſpath zu, welches zu Holywell nicht der Fall zu ſeyn ſcheint und daß man dort die Schlacken mehr als hier entbleit, indem man einen minder geneigten Heerd anwendet. Ferner muß auch noch bemerkt werden, daß zu Holywell das hitziger geführte Schmelzen von einer Tonne Schlich fünf Stunden dauert und 10 Ctr. Steinkohlen erfordert, während man zu Graſſington 7 bis 7½ Stunde und 7½ Ctr. Kohlen zu einer gleichen Quantität Schlich gebraucht. — Die zu Graſſington erforderliche Hitze iſt ſo ſchwach, daß man dort Torf ſtatt Steinkohlen anwenden zu können glaubt. — Das ſtarke, zu Graſſington bewirkte Verbleien der Schlacken iſt

zu Holywell auch verſucht worden, ohne daß man irgend einen Vortheil dadurch erreicht hätte.

Der Betrieb in Cornwall iſt von allen übrigen darin verſchieden, daß man die Schliechröſtung in einem beſondern Ofen beginnt. Eine Analogie mit dem Verfahren zu Holywell zeigt ſich in der Entbleiung der Schlacken mittelſt Kalk und Kohle. — Uebrigens ſcheint die Hitze in den Cornwalliſer Oefen gleichförmig vertheilt werden zu müſſen und es iſt wahrſcheinlich, daß ſie höher als in den Oefen in Derbyſhire, in Wales und Yorkſhire iſt. Der verhältnißmäßige Brennmaterialienverbrauch iſt in Cornwall bedeutender, als in den übrigen Hütten.

Man hat zu Graſſington die Cornwalliſer Methode verſucht, allein der Bleiverluſt und der Brennmaterialienaufwand waren bedeutender, als beim gewöhnlichen Verfahren. Jedoch ſind die Verſuche nicht gut angeſtellt, indem man die Röſtung in dem Schmelzofen vornahm. Um übrigens eine genaue Vergleichung der verſchiedenen Methoden zu machen, hätte man gleiche Erze zu Gute machen müſſen.

## Theorie.

Die Theorie dieſer verſchiedenen Proceſſe iſt ſehr einfach.

Zu Holywell, Graſſington und in Cornwall beginnt man mit der Röſtung der Erze, indem man die Hitze nach und nach ſteigert. Man verwandelt ſie in ein Gemenge, welches hauptſächlich aus unzerſetztem Schwefelblei, aus ſchwefelſaurem und oxydirten Blei beſteht, deren relative Verhältniſſe mehr oder weniger von der ſorgfältigen Führung des Ofenbetriebs abhängt.

Zu Lea beginnt man mit einer ſtarken Hitze, welches vielleicht erforderlich iſt, um den innern Raum des während des Durchſtechens des Gekrätzes und der Schlacken von der vorhergehenden Schmelzarbeit ſehr abgekühlten Ofens zu erhitzen; außerdem bildet ſich ebenfalls ein Gemenge von geſchwefeltem, ſchwefelſauren und oxydirten Blei, welches halb geſchmolzen iſt.

Nach der Röſtung erhebt man in allen den erwähnten Hütten die Temperatur des Ofens, ſo daß der Schliech zu einer teigigen Maſſe wird; das oxydirte und das ſchwefelſaure Blei reagiren alsdann ſo auf das geſchwefelte, daß ſie eine niedere Schwefelungsſtufe hervorbringen, von der das Metall durch Ausſaigerung getrennt wird.

Die Abkühlungen des Ofens (cooling of the furnace) erleichtern die Ausſaigerung jedes Mal dann, wenn das Erz, nachdem ſich die geringere Schwefelungsſtufe gebildet hat, von dem teigigen in den flüſſigen Zuſtand übergegangen iſt; ſie führen den Schliech in den teigigen Zuſtand zurück und ſind daher zur Trennung der verſchiedenen Subſtanzen erforderlich.

Da das Verhältniß der Gangarten in dem Maaß zunimmt, je größer die Quantität des Bleies iſt, ſo hat das zu Lea zugeſetzte Flußmittel (Flußſpath und Kalkſtein) den Zweck, einen Theil von jenen in die flüſſigen Schlacken zu bringen. Jedoch iſt es wahrſcheinlich, daß, da zu gleicher Zeit mit den Gangarten auch das ſchwefelſaure Blei vorherrſchend geworden iſt, die Schlacken auch von dieſem eine bedeutende Menge enthalten müſſen. Die getrockneten Schlacken enthalten noch mehr davon, allein ſie werden im Krummofen durchgeſetzt.

Das Trocknen der flüſſigen Schlacken zu Holywell hat den Zweck, mittelſt dieſer Erdbaſe das Bleioxyd, welches ſie enthalten, zu verſetzen, damit es, frei gemacht, auf das der Zerſetzung oder der Röſtung entwichene Schwefelblei reagiren könne.

Vielleicht wirkt auch der Kalk nur mechaniſch, indem er die Flüſſigkeit der Produkte vermindert. Auf das flüſſige Blei geworfen, ſchützt er daſſelbe gegen die Oxydation.

Das Eiſen der Gezähe, welche ſich ſehr ſchnell abnutzen, iſt ebenfalls ein Reduktionsmittel des Schwefelbleies.

Der Zuſchlag von Staubkohlen, der, wie zu Graſſington, gleichzeitig mit dem Kalk erfolgt, hat die Wirkung einer unmittelbaren Reduktion des Bleies und die, ſchwefelſaures in geſchwefeltes Blei zu verwandeln. Dieſer Zuſchlag wird in gewiſſen Fällen auch zu Holywell angewendet.

Die Entbleiung der Schlacken kann ſehr weit getrieben werden, indem man die Operation ausdehnt und die Kalk- und Kohlenzuſchläge vermehrt. Die Grenze dieſer weitern Zugutemachung der Schlacken und Krätzen muß durch Haushaltsrückſichten beſtimmt werden.

Wir haben ſchon bemerkt, daß man zu Graſſington eine geringere Schmelzhitze anwende, als zu Holywell und Lea und in Cornwall eine höhere. Man wird einſehen, daß, je weniger man genöthigt iſt, eine hohe Temperatur anzuwenden, man auch einen um ſo geringern Bleiverluſt durch Verflüchtigung zu befürchten habe und daß folglich dieſer Verluſt zu Graſſington ſehr gering ſeyn muß.

Man kann nicht recht einſehen, warum man in Cornwall ein von den übrigen engliſchen Methoden ſo ſehr verſchiedenes Verfahren anwendet. Vielleicht gelangt man durch dieſe Methode bei ſorgfältigerer Röſtung und beim wiederholten Zuſchlag von Kalk und Kohle dahin, mehr Blei aus den Erzen zu gewinnen, als durch jede andere. Jedoch muß man berückſichtigen, daß bei dem ſehr ſilberreichen Blei in Cornwall der Bleiverluſt ſo viel als thunlich vermieden werden muß, während er in Derbyſhire, Wales und Yorkſhire durch einen geringern Aufwand an Zeit, Brennmaterial und Arbeit vollkommen ausgeglichen wird.

**Das Zugutemachen der Bleierze im ſchottiſchen Ofen.** — Wir haben ſchon erwähnt, daß der oben beſchriebene ſchottiſche Ofen faſt ganz allgemein in Northumberland, in Cumberland und in der Grafſchaft Durham bei dem Verſchmelzen der Bleierze in Anwendung kommt. In frühern Zeiten wurden die Erze im rohen Zuſtand in dem ſchottiſchen Ofen verarbeitet, aber jetzt hat man faſt überall das Verfahren eingeführt, ſie vorher abzuröſten. Die geröſteten Erze geben im ſchottiſchen Ofen ein ungleich größeres Ausbringen, als die ungeröſteten Erze, weil ſie im Ofen eine weit poröſere Maſſe bilden und weil ſie, um uns des Ausdrucks der Arbeiter zu bedienen, ungleich trockner gehen (works dryer). Bei der Anwendung von geröſteten Erzen kann ſich die atmoſphäriſche Luft, welche aus dem Gebläſe in den Ofen ſtrömt, viel beſſer und vollſtändiger durch die ganze Schmelzſäule verbreiten.

Ohne Zweifel iſt es das Vorhandenſeyn eines ziemlich gleichbleibenden Verhältniſſes von Weißbleierz oder von kohlenſaurem Bleioxyd, wodurch das Erz die Eigenſchaft erhält, zum Röſtproceß geeignet zu ſeyn, denn das Weißbleierz iſt, zunächſt dem Bleiglanz, der häufigſte Beſtandtheil der Erze in jener Gegend. Im Allgemeinen kommt es zwar nicht häufig vor, es gibt aber doch Gruben, auf denen es in bedeutender Menge gewonnen wird. In ſehr bedeutenden Maſſen findet es ſich zu **Fair-bill-flow-edge** und auf der Grube **Hudgill-burn** bei Alſton-Moor. Das kryſtalliſirte kohlenſaure Bleioxyd (Hundszahn genannt) iſt auf allen Gruben immer eine ſehr ſeltene Erſcheinung.

Außerdem bricht aber auf einigen Gruben in jenen Gegenden ein Bleierz im erdigen Zuſtande (kohlenſauer oder vielleicht auch phosphorſauer) und im Gemenge mit erdartigen Subſtanzen in ſo bedeutender Menge, daß man es mit zu den Bleierzen rechnen muß. Vorzüglich iſt es die Grube **Grun-gill-westend**, die ſich durch das häufige Vorkommen dieſes Erzes auszeichnet.

Es ergibt ſich daraus, daß man bei der metallurgiſchen Behandlung der Bleierze nicht allein auf die Verhältniſſe Rückſicht zu nehmen hat, in welchen der Bleiglanz mit den andern beiden Arten von Bleierzen vorkommt, ſondern auch auf die Natur und auf die Quantitäten der andern Subſtanzen, mit welchen die Erze verbunden oder gemengt ſeyn können.

**Das Röſten der Bleierze.** — Der jedesmalige Erzſatz, welcher in den oben beſchriebenen Flammöfen zum Erzröſten gebracht wird, beträgt 9—11 Centner. Dies Erz wird ohne alle Zuſchläge in den Ofen gebracht. Gewöhnlich werden drei ſolche Ladungen oder Einfahrten in acht Stunden abgeröſtet. Der Grad der Hitze im Ofen muß ſo regulirt werden, daß ſich ununterbrochen ein dichter, dicker Rauch über der Oberfläche des Erzes entwickelt, ohne daß die Maſſe wirklich zum Schmelzen kommt und ſich verſchlackt. Da-

durch würde der eigentliche Zweck der ganzen Operation, nämlich die Verbrennung des Schwefels und die Verflüchtigung der Kohlenſäure, vereitelt werden. Um alſo dieſen Zweck zu erreichen, müſſen die Arbeiter, ſo wie ſie ſehen, daß einige Theilchen Erz weich zu werden und zuſammen zu backen anfangen, augenblicklich der Hitze eine andere Oberfläche darbieten und das Erz mit einer Kratze nach der Richtung der Länge oder der Quere, wie es die Umſtände erforderlich machen, umrühren. Von Zeit zu Zeit muß dem Erz auch eine andere Lage auf dem Heerde gegeben und das zunächſt der Feuerbrücke liegende Erz nach dem entgegengeſetzten Ende und umgekehrt gerückt werden, um bei den großen Temperaturverſchiedenheiten an den beiden entgegengeſetzten Punkten im Ofen einen Theil des Erzes nicht ſchneller als den andern abzuröſten. Eine gleichförmige Temperatur auf allen den verſchiedenen Punkten im Ofen würde zwar ſehr wünſchenswerth ſeyn, ſie läßt ſich aber nicht erreichen. Außerdem verlangt die verſchiedenartige Beſchaffenheit der Erze auch eine Behandlung in ſehr verſchiedenen Temperaturen, welche Verſchiedenheit in manchen Fällen wohl in dem Verhältniß von 2 zu 1 ſtehen kann. Wenn z. B. in einem Flammofen, deſſen Konſtruktion zur Abröſtung von Erzen eingerichtet iſt, welche dazu eine hohe Temperatur verlangen, Erze abgeröſtet werden ſollen, denen man nur eine ſchwache Hitze geben darf, ſo werden die verſchiedenen Theile des Ofens nur ſehr ungleich erhitzt werden können, weil die Flamme, welche die Oberfläche des ganzen Einſatzes in dem Fall beſtreicht, wenn die Erze eine ſtarke Hitze erfordern, nur die der Feuerbrücke zunächſt liegenden Theile des Ofens erhitzen kann, ſobald eine ſchwache Hitze nothwendig iſt. — Obgleich man bei dieſer Röſtarbeit das Schmelzen der Erze aufs ſorgfältigſte zu verhindern ſucht, ſo läßt es ſich doch nicht vermeiden, daß nicht, ungeachtet aller Sorgfalt, einige feine Erztheilchen, ſo wie der bleihaltige Hüttenrauch, der in den horizontalen Fängen aufgeſammelt wird, wirklich etwas zuſammenbacken. Um daher zu verhindern, daß das Erz beim Erkalten feſte Maſſen bildet, ſo läßt man das abgeröſtete Erz, wenn es aus dem Ofen gezogen wird, in eine mit Waſſer angefüllte Grube fallen, welche unter einer von den Seitenthüren angebracht iſt.

In einigen Hütten, wie in der von Nenthead, bedienen zwei Arbeiter einen Röſtofen; die Ladung eines Ofens beſteht aus einem Bing Erz und der Ofen wird in acht Stunden fünf Mal geladen und entladen. Zwei Paar Arbeiter löſen ſich in achtſtündigen Schichten ab und jedes Paar macht wöchentlich acht Schichten. — Man röſtet auf dieſe Weiſe 80 Bings Erz wöchentlich in einem einzigen Ofen. In andern Hütten röſtet, wie bemerkt, ein Mann drei Ladungen oder vier Bings in einer Schicht von acht Stunden, indem drei Arbeiter jeder ſechs Schichten in der Woche arbeiten und in

dieſem Zeitraum 72 Bings Schlich röſten. Zuweilen machen drei Ofenladungen nur drei Bings aus und dann beträgt das wöchentliche Röſtquantum nur 54 Bings.

Das Verſchmelzen der Bleierze im ſchottiſchen Ofen. Wenn in dem ſchottiſchen Ofen eine ganze Schmelzſchicht (smelting shift) durchgeſetzt worden iſt, ſo wird ein Theil von dem in dem Ofen ſchon behandelten Erz, welches man mit dem Namen browse belegt hat und welches als ein im halb reducirten Zuſtand befindliches, mit Koaks und Schlacken gemengtes Bleierz zu betrachten iſt, zurück gelegt, um mit demſelben die nächſtfolgende Schmelzſchicht wieder anzufangen. Man hat nämlich gefunden, daß dies vortheilhafter ſey, als wenn man die Arbeit im ſchottiſchen Ofen jedes Mal mit rohem oder ſelbſt mit geröſtetem Erz beginnen wollte. — Soll die Arbeit im ſchottiſchen Ofen beginnen, ſo wird zuerſt der kleine Schacht mit Torf angefüllt, dem man die Form von Ziegeln von 12 Zoll Länge, 3 Zoll Breite und 3 Zoll Dicke gibt. Dieſe Ziegel von Torf werden an der Vorwand des Ofens oder vielmehr an der offenen Ofenbruſt mit ſehr großer Sorgfalt neben und über einander geſchichtet, als wenn eine wirkliche Ziegelmauer aufgeführt werden ſollte; nach der Rückwand des Ofens zu werden die Torfziegel ohne weitere Ordnung nur hineingeworfen, um den Schacht zu füllen. Alsdann bringt man ein Stück glühenden Torf vor die Form und läßt das Gebläſe angehen. Durch den einſtrömenden Wind theilt ſich die Glut ſchnell durch die ganze Maſſe mit. Um die Hitze noch zu verſtärken und um das Feuer lebhafter und dauernder zu machen, wirft man wohl noch einige Schaufeln Steinkohlen über den Torf und wenn ſich alle dieſe brennbaren Subſtanzen vollſtändig entzündet haben, ſo wird etwas von dem theilweiſe ſchon reducirten Erz, welches browse heißt, auf der Gicht aufgegeben. Alsdann (und zuweilen ſchon lange vorher, ehe alle browse durchgeſetzt worden iſt) wird der größte Theil der in dem Ofen befindlichen Subſtanzen vermittelſt einer großen eiſernen Ofengabel, gowelock genannt, aus dem Ofen auf den Werkſtein (work-stone) gezogen. Was ſich dem Schmelzer hierbei als wirkliche Schlacke, genannt Grauſchlacke (grey-slag), zu erkennen gibt und ein geübter Schmelzer unterſcheidet die grey-slag durch ihren ſtärkern Glanz leicht von der browse, wird ſogleich mit der Schaufel ausgehalten und auf einen beſondern Haufen bei Seite geworfen. Iſt die grey-slag auf ſolche Art ausgehalten worden, ſo wird alles, was an browse auf dem Werkſtein (work-stone) liegen geblieben iſt, wieder in den Ofen zurück geworfen, indem man, wenn es nöthig iſt, noch etwas Kohle mit hinzuſetzt. Wenn die browse nicht vollkommen von aller Schlacke (slag) gereinigt worden iſt, welches ſich dadurch zu erkennen gibt, daß ſich die ganze Maſſe in einem etwas erweichten Zuſtand befindet und

ſehr große Neigung zeigt, in den flüſſigen Zuſtand überzugehen, ſo muß etwas Kalk zugeſetzt werden. Der ätzende Kalk hat vermöge ſeiner Verwandſchaft zu den thonigen kieſeligen und eiſenartigen Beſtandtheilen der Erze die Eigenſchaft, einen trocknen Gang hervorzubringen, wie die Schmelzer ſich ausdrücken, indem er den dünnflüſſigen Zuſtand aufhebt und eine mehr teigartige Verbindung mit ihnen hervorbringt, ſo daß ſie ſich aufwickeln und zuſammenballen laſſen. Wenn im Gegentheil die kieſeligen, thonigen und eiſenſchüſſigen Beſtandtheile der Erze ſich zu ſtrengflüſſig verhalten, ſo ſetzt man auch Kalk zu, um dadurch eine größere Flüſſigkeit der Maſſe zu bewirken und dieſe in den Zuſtand zu verſetzen, daß ſie ſich aufwickeln oder zuſammenballen läßt. Ein ähnliches Beiſpiel von beiden Wirkungsarten des Kalkzuſchlags hat man bei dem Verſchmelzen der Bleierze im Flammofen. Wenn man gebrannten Kalk oder, was auf eins hinaus läuft, kohlenſauern Kalk auf die Maſſen bringt, welche ſich auf dem Heerd des Flammofens befinden, ſo befördert man dadurch die Schmelzbarkeit der erdigen Theile; ſie werden flüſſig und begeben ſich auf die Oberfläche des Metallbads. Bringt man zu den flüſſigen Schlacken noch eine Quantität Kalk, ſo ändert man dadurch die flüſſige Schlacke über dem Bleibad in ein trocknes Gemenge von Kalk und Schlacke um.

Jene Schlackenklumpen oder die ſogenannte grey-slag hält noch $\frac{1}{15}$—$\frac{1}{10}$ Blei von dem Metallgehalt des Erzes zurück. Man ſchmelzt dieſe Schlacke ſpäter in einer höhern Temperatur über einem zu dieſem Zweck beſonders beſtimmten Krummofen (slag-hearth), um ihr den Bleigehalt abzugewinnen. Wir werden dies Verfahren weiter unten beſchreiben, zuerſt aber zu der Darſtellung der Arbeiten in dem ſchottiſchen Ofen zurückkehren.

Wenn die browse, wie wir ſchon erwähnten, in den Ofen zurückgeworfen iſt, ſo breitet man einige Schaufeln voll Erz darüber aus. Ehe man aber dazu ſchreitet und nachdem vorher alle Schlacke (grey-slag) bei Seite gelegt worden iſt, wird jedes Mal erſt vorher damit der Anfang gemacht, die Hälfte von einem Torfziegel vor die Form zu legen. Dies iſt ein leicht verbrennlicher und dabei zugleich ein ſehr poröſer Körper, welcher einerſeits verhindert, daß etwas aus dem Ofen durch die Form in die Düſen des Gebläſes gelangen kann, aber auf der andern Seite auch die zu große Heſtigkeit des Windſtroms ſchwächt, ohne ihn abzuhalten, durch die im Ofenſchacht befindlichen Maſſen durchzudringen, ſich dort überall zu vertheilen und nach den Punkten hinzubegeben, wo er leere Räume findet. Weil die Mündung der Form nur etwa 2 Zoll im Durchmeſſer hat, ſo würde ſich der Wind in einem einfachen Strahl und mit einer geringen Seitenausdehnung in den Ofen begeben, wenn man nicht das oben angeführte oder irgend ein anderes ähnliches Mittel anwendete, um ihn nach allen Richtungen zu vertheilen.

Wenn dies geſchehen iſt, ſo werden in Zeiträumen von zehn bis funfzehn Minuten deren Beſtimmung der richtigen Beurtheilung des Schmelzers überlaſſen iſt, die im Ofenſchacht befindlichen Subſtanzen von Neuem wieder auf den Arbeitsſtein (work-stone) gezogen, es wird abermals die Schlacke (grey-slag) ausgeſucht und bei Seite gelegt, dann wiederum ein friſches Stück Torf vor die Form gelegt und Steinkohle und Kalk werden in angemeſſenen Verhältniſſen hinzugefügt. Alsdann wird die browse in den Ofen zurückgegeben, mit einer neuen Quantität Erz bedeckt und die Arbeit in dem Ofen abermals zehn bis funfzehn Minuten lang fortgeſetzt.

In dieſer Art geht die Arbeit vierzehn bis funfzehn Stunden lang fort, denn dies iſt die Zeit, in welcher man gewöhnlich eine Schmelzſchicht (smelting-shift) durchſetzt. Die Quantität Blei, welche in dieſem Zeitraum dargeſtellt wird, beträgt 20 bis 40 Ctr., auch wohl mehr.

Bei aller Vorſicht iſt denn doch der ſchottiſche Ofen nach einem zehn bis zwölfſtündigen Betriebe, die eine Schmelzſchicht (smelting-shift) umfaßt, zu heiß geworden, ſo daß man ihn abkühlen laſſen muß, welches fünf Stunden erfordert. — In einer Schicht werden von zwei Arbeitern, die vom Montag früh bis zum Mittwoch Nachmittag vier Schichten machen, 36—40 Ctr. geröſtetes Erz durchgeſchmolzen. Sie werden von zwei andern Arbeitern abgelöſt, die bis zum Sonnabend 3 Uhr Nachmittags ebenfalls vier Schichten machen. In dieſen acht Schichten gewinnen zwei Schmelzer 9—10 Fodders (à Fodder 21 Ctr.) Blei aus 36—40 Bings gutem Erz.

In der Hütte von Nenthead iſt es anders, eine Schicht beſteht aus vierzehn oder funfzehn Arbeitsſtunden und wenn der Ofen um 4 Uhr Morgens angewärmt wird, ſo bläſt man ihn erſt um 6 oder 7 Uhr Abends aus. Zwei Arbeiter machen auf dieſe Weiſe in den erſten drei Wochentagen 15—16½ Bings geröſtetes Erz zu Gute und produciren etwa 4 Fodders Blei. Zwei andere arbeiten daſſelbe in den drei letzten Wochentagen und es werden daher in ſechs Tagen 30—33 Bings Erz durchgeſchmolzen.

Die zur Darſtellung von 1 Fodder Blei erforderliche Steinkohlenmenge iſt natürlich nach der Qualität des Erzes verſchieden. Zuweilen ſind 6 Ctr. avoir-dupois zum Schmelzen von 18—20 Bings hinreichend und oft, bei ſtrengflüſſigen Erzen, ſind 8 Ctr. erforderlich. — Gewöhnlich verbraucht man 6—9 Ctr. in vier zwölfſtündigen Schichten und da man in derſelben Zeit 4½—5 Fodders Blei gewinnt, ſo ſind zu 1 Fodder 1½—2 Ctr. Steinkohlen erforderlich. Die Menge des angewendeten Torfs iſt von geringer Wichtigkeit. Kalk gebraucht man zu einem Fodder Blei etwas mehr als 6 Ctr.

Digitized by Google

Bei dieſem Proceß ſchwitzt oder ſaigert, wenn man es ſo nennen darf, der reinſte Theil des Bleigehalts der Erze, in Verbindung mit dem Silber, von den Subſtanzen aus, mit welchen ſie im Erz vereinigt waren. Es kommt bei dieſer Operation nichts in den Zuſtand der Flüſſigkeit, als die beiden Metalle allein, welche in Verbindung mit einander auf dem Werkſtein abfließen. Die äußerſt niedrige Temperatur, welche bei der Arbeit, in dem ſchottiſchen Ofen angewendet wird, ſcheint die vorzüglichſte Urſache zu ſeyn, weshalb das dabei gewonnene Blei einen ſo hohen Grad von Reinheit beſitzt.

Das Verſchmelzen der Schlacken aus dem ſchottiſchen Ofen im Krummofen. Wenn die Futtermauern in dem oben beſchriebenen Krummofen (slag-hearth) reparirt ſind und wenn der Heerd gehörig mit Koakgeſtübbe zugemacht, auch der Bleiſumpf oder der Tiegel vorbereitet iſt, ſo kann die Arbeit im Krummofen beginnen. Man füllt den Ofenſchacht zuerſt mit Torfziegelſtücken an, nimmt ein glühendes Stück von dieſem Torf, bringt es vor die Form und läßt das Gebläſe angehen. Die Verbrennung pflanzt ſich ſehr bald durch die ganze Torfmaſſe fort. Alsdann ſetzt man auf den entzündeten Torf eine Schicht Koaks und wenn auch dieſe ganz und gar in Glut geſetzt und das Feuer bis oben durchgedrungen iſt, ſo wird auf die Koaks der erſte Satz Schlacken (grey slag) aus dem ſchottiſchen Ofen oder was man ſonſt an bleiiſchen Abgängen durchſetzen will, gegeben. Nun wechſelt man von Zeit zu Zeit, ſo wie es die Umſtände erfordern, mit Sätzen von Koaks und von Schlacke ab, welche immer ſchichtenweiſe aufgetragen werden. Bei dieſer Schmelzarbeit werden die Schlacken und das Blei in einen vollkommnen flüſſigen Zuſtand verſetzt und begeben ſich beide auf die Sohle des Ofens. Die Trennung des Metalls von der Schlacke erfolgt durch die Verſchiedenheit des ſpecifiſchen Gewichts, ſo daß ſich das Blei in dem Tiegel anſammelt, die Schlacke aber, welche außerdem wegen ihres wenigen dünnen Fluſſes mehr Hinderniß findet, die lockern Koaks, welche das Blei wie ein Sieb hindurch laſſen, zu durchdringen, ſich über dem Blei ablagert, bis ſie endlich im untern Theil des Ofens ſo hoch in die Höhe ſteigt, daß ſie abgelaſſen werden muß. Dies Ablaſſen der Schlacke erfolgt ſehr leicht, indem der Arbeiter mit einer etwas gekrümmten Brechſtange nur eine Oeffnung von etwa einem Zoll Durchmeſſer durch die Koaksläſche, welche die Bruſt des Ofens unter dem untern forestone verſchließt, ſtoßen darf. Die Schlacken fließen dann in einem heftigen, feurigen Strom aus der Oeffnung über den Vorheerd in die mit Waſſer angefüllte Ciſterne, wo ſie ganz zerkleinert und zum Verwaſchen geeignet werden.

Das Blei, welches bei dieſem Durchſtechen der Schlacke (grey-slag) erhalten wird, iſt immer viel unreiner als das Blei, welches

unmittelbar aus den Erzen in dem ſchottiſchen Ofen (ore-hearth) erfolgt. Immer enthält es noch einige Beſtandtheile, mit welchen es in der Schlacke verbunden war und es hat durch die Einwirkung der Koaks, aus welchen das Blei Kohlenſtoff aufnahm (?), eine Härte erhalten, weshalb man von der Schmelzarbeit im Krummofen auch nur in dem Fall Gebrauch macht, wenn die Verſchmelzung im ſchottiſchen Ofen entweder gar nicht oder doch nur ſehr langſam von ſtatten gehen würde. Dieſer Fall würde dann eintreten, wenn man kohlenſaures Bleioxyd oder reines Weißbleierz zu verarbeiten hätte.

Es läßt ſich im Krummofen aber auch ein Gemenge von Bleiglanz und von dunkelgrauen oder ſchwarzen Schlacken, beide Subſtanzen in gehörigen Verhältniſſen angewendet, verſchmelzen. Die Trennung des Bleies vom Schwefel erfolgt in dieſem Fall durch die Verwandſchaft des Schwefels im Erz zu dem in der Schlacke befindlichen Eiſen (?), ſo daß eine Verbindung von Schwefel mit Eiſen entſteht. Je eiſenhaltiger die Schlacke iſt und das läßt ſich durch die dunklere Farbe bald erkennen, deſto geringer darf das Verhältniß der Schlacke ſeyn.

Zwei Arbeiter ſind zu einem Krummofen hinreichend und zuweilen iſt ſelbſt einer nur ein Knabe. Eine Schicht dauert 14 bis 16 Stunden, während welcher man 10—21 Ctr. Blei gewinnt.— Die Menge der verbrauchten Koaks belaufen ſich höchſtens auf 18 Ctr. auf 1 Fodder Blei. Die Menge der fallenden Schlacken iſt natürlich ſehr verſchieden, jedoch kann man ſie auf etwa $\frac{1}{18}$ von dem Gewicht des producirten Bleies annehmen.

Das Vertreiben des ſilberhaltigen Bleies. Das Blei, welches die Derbyſhirer Gruben liefern, iſt zu arm an Silber, als daß es der Treibarbeit unterworfen werden könnte. Nur auf einigen Hüttenwerken in der Gegend von Alſton-Moor findet die Treibarbeit ſtatt, aber auch dort immer nur mit Werken, welche durch den Betrieb des ſchottiſchen Ofens erhalten werden.

Wenn der Teſt auf die oben beſchriebene Weiſe angefertigt und in den Ofen geſtellt iſt, ſo wird Feuer auf den Roſt gebracht. In der erſten Zeit darf nur ſehr langſam und vorſichtig gefeuert werden, um den Teſt abzutrocknen und zu verhindern, daß er ſich hebt, welches unfehlbar geſchehen würde, wenn das in dem Teſtheerd befindliche Waſſer durch zu plötzliche und zu ſtarke Hitze ſchnell verflüchtigt würde. Iſt das Waſſer durch langſames Abwärmen nach und nach verdampft und die Hitze endlich bis zum Rothglühen geſteigert, ſo wird faſt der ganze Teſt mit flüſſigem Blei angefüllt, welches vorher in einem eiſernen Keſſel geſchmolzen worden iſt. Ein Teſt faßt etwa 5 Ctr. Blei. Bei der Temperatur, in welcher das Blei auf den Treibheerd gebracht wird, überzieht es ſich augenblicklich mit einer grauen Oxydhaut; wird aber die Hitze

nach und nach bis zu der erforderlichen Höhe geſteigert, ſo färbt ſich das Häutchen röthlich und bald bedeckt ſich die ganze Oberfläche des Bleies mit Glätte. Dies iſt der Augenblick, wo man das Gebläſe anläßt. Der Wind des Gebläſes, welcher den Treibheerd nach der Richtung ſeiner großen Axe beſtreicht, treibt die Glätte nach vorn oder nach der Bruſt (breast) des Heerds und bewirkt, daß ſie durch die vorſichtig zu dieſem Zweck geöffnete Glättgaſſe (gate-way) zu der Oeffnung geführt wird, welche in der Bruſt gemacht worden war. Durch dieſe Oeffnung fällt ſie auf eine darunter liegende eiſerne Platte, wo ſie in der Geſtalt, wie es die Treibglätte gewöhnlich thut, zuſammenballt. Dieſe Glätte iſt nun reines Bleioxyd, welches von dort zum Friſchofen gebracht und zu Kaufblei reducirt wird. Weil ſich das Niveau des Bleibads auf dem Treibheerd durch die unterbrochene Wirkung der Oxydation nothwendig ſenken muß und ſehr bald unter das Niveau der Glättgaſſe kommen würde, ſo muß man dafür ſorgen, den Bleibeſtand auf dem Treibheerd durch erneuerten Zuſatz von geſchmolzenem Blei zu erſetzen. Es wird daher, ſo oft als die Nothwendigkeit eintritt, neue Bleizuſätze zu geben, eine Kelle voll geſchmolzenen Bleies aus dem eiſernen Keſſel geſchöpft und durch die Oeffnungen, welche ſich auf beiden Seiten der Glättgaſſe in der vordern Ofenmauer befinden, auf den Teſt getragen. Auf ſolche Weiſe wird die Treibarbeit ſo lange fortgeſetzt, bis nach und nach 4 Fodders (84 Ctr., indem 1 Fodder = 21 Ctr.) Newcaſtler Gewicht an Blei auf den Treibheerd gebracht worden ſind. Dazu iſt eine Zeit von ſechzehn bis achtzehn Stunden erforderlich, wenn der aus der Form ſtrömende Wind gehörig geleitet wird. Der ganze Silbergehalt, welcher ſich in dieſen 84 Ctrn. Blei befand, bleibt, in Verbindung mit etwa einem Centner Blei, auf dem Treibheerd zurück. Dieſes ſilberreiche Blei oder die reichen Werke werden nach dem Erkalten von dem Treibheerd genommen und auf dem Teſt des Feinbrennofens fein gebrannt.

Wenn man durch mehrere Treiben eine Anzahl von Stücken ſolchen ſilberreichen Bleies erhalten hat, welche zuſammen, nach den damit angeſtellten Proben, eine Quantität von 1000—2000 Unzen Silber enthalten, ſo ſchreitet man zum Feinbrennen. Man bedient ſich dazu deſſelben Ofens wie zur Treibarbeit ſelbſt, auch iſt die ganze Einrichtung des Teſtheerds und das Verfahren bei der Arbeit nicht verſchieden; nur darin findet eine Abweichung ſtatt, daß der Heerd eine kleine Vertiefung erhält, worin ſich der zu Ende der Operation zurückbleibende Silberkuchen ſammeln kann, ferner darin, daß keine Glätte abgezogen wird, ſondern ſich in die Heerdmaſſe, wenigſtens zu Ende der Arbeit, einziehen muß und endlich darin, daß zuletzt eine ſehr ſtarke Hitze gegeben wird, um alles Blei zu oxydiren und in die Heerdmaſſe zu bringen. Wenn der Silber-

kuchen völlig rein und ſpiegelnd zum Vorſchein kommt, ſo läßt man das Feuer abgehen und nimmt den Kuchen, welcher von dem mechaniſch anhängenden Bleioxyd u. ſ. f. gereinigt wird, von dem Heerd ab.

Statt nur 4 Fodders Werkblei treibt man auch zuweilen 12 oder 13 auf einem und demſelben Teſt ab; man wendet alsdann mit großer Sorgfalt angefertigte und weit dickere Teſte, als die gewöhnlichen ſind, an. Die bei den erſten 4 Fodders erfolgende Glätte fließt durch die an der Vorderſeite des Teſts vorhandene Gaſſe ab, die der vier folgenden Fodder durch die an der Hinterſeite und endlich die von den vier letzten durch eine in der Mitte der Bruſt angebrachte Gaſſe. Man trägt während der Operation das Werkblei durch eine in der Hinterwand des Ofens vorhandene Oeffnung ein.

Bei dieſer zweiten Methode des Betriebs der Treibarbeit wendet man einen minder hohen Hitzgrad an, als bei der vorhergehend beſchriebenen. Man vermeidet bei der letztern Methode die Zugutemachung einer bedeutenden Menge von bleihaltigen Teſten und vermindert die Koſten der Teſtenbereitung, erlangt aber den Nachtheil einer langſamern Treibarbeit.

Wenn man nicht mehr als 4 Fodders auf ein Mal auf einem Teſt abtreibt, ſo reichen ſechzehn bis achtzehn Stunden hin und drei Arbeiter können in einer Woche 24 Fodders Werkblei abtreiben.

Die Menge des Steinkohlenverbrauchs beträgt ohngefähr 3 Ctr. auf jedes Fodder.

Treibt man aber auf einem Teſt 12—13 Fodders Werkblei ab, ſo gebraucht man nur einen wöchentlich; drei Arbeiter können aber noch 24—26 Fodders in derſelben Zeit abtreiben, indem ſie zwei Oefen zugleich betreiben.

Das Friſchen oder die Reduktion der bei der Treibarbeit erhaltenen Glätte im Flammofen. — Man hat nur ſelten Gelegenheit, die Glätte, welche beim Vertreiben des ſilberhaltigen Bleies auf den Hütten in der Gegend von Alſton-Moor gewonnen wird, als Kaufglätte abzuſetzen, ſondern ſie muß faſt immer in den oben beſchriebenen Flammöfen verfriſcht werden.

Wenn die Reduktion des Bleioxyds oder das Glättfriſchen vorgenommen werden ſoll, ſo breitet man zuerſt auf dem Heerde des Ofens eine Schicht Steinkohlen von etwa 2 Zoll Dicke aus. Dieſe Steinkohle wird durch die aus dem Feuerraum über dem Heerd ſchlagende Flamme bald in Brand geſetzt und bildet dann ein rothglühendes Geſtübbe. Wenn dieſer Zeitpunkt eingetreten iſt, wird eine gewiſſe Quantität von einem mit großer Sorgfalt gemachten Gemenge von Glätte und kleinen Steinkohlen (Staubkohlen) über den ganzen Heerd ausgebreitet, das Feuer auf dem Roſtraum ſo dirigirt, daß der Ofen die erforderliche Temperatur behält, um die

Desoxydation der Glätte durch das beigemengte Brennmaterial zu bewirken und die Darſtellung des reguliniſchen Bleies möglich zu machen. Das erhaltene Blei wird in einen gegoſſenen eiſernen Keſſel geleitet und aus demſelben in Mulden gekellt, welche etwa einen halben Centner ſchwer ſind. Dies Blei heißt raffinirtes Blei. Es iſt von größerer Reinheit als alles übrige und wird daher theurer verkauft.

Es iſt ſehr zweckmäßig, wenn man zu dem in den Ofen zu bringenden Gemenge von Glätte und kleinen Kohlen eine geringere Quantität von letztern nimmt, als gerade zur Bewirkung einer vollſtändigen Desoxydation der Glätte erforderlich ſeyn würde. Denn wenn die Arbeiter im Verlaufe ihrer Arbeit ſehen, daß auf einigen Stellen im Ofen noch Brennmaterial oder das Reduktionsmittel fehlt, ſo haben ſie es immer in ihrer Gewalt, friſche Zuſätze zu geben. Wenn dagegen die kleinen Kohlen in einem Uebermaaſe vorhanden ſind, ſo muß ſich in demſelben Verhältniß auch die Menge von Schlacke vermehren, welche zu Ende einer jeden Operation immer aus dem Ofen genommen werden muß, ehe man einen neuen Satz einträgt und dadurch wird dann auch der Bleiverluſt um ſo größer.

In einem ſolchen Ofen kann man in einer Zeit von neun bis zehn Stunden 6 Fodders (126 Ctr.) Blei reduciren. Nur in den sechs erſten Stunden der Arbeit wird in kurzen Intervallen das zu erfriſchende Gemenge von Glätte und klaren Kohlen eingetragen.

Es muß wohl bemerkt werden, daß der Gang der Arbeit weder ſo gut iſt, noch daß die Operation mit der Schnelligkeit verrichtet werden kann, wenn die Steinkohle und die Glätte in zu feinen Theilchen angewendet, als wenn ſie etwas weniger fein zertheilt mit einander gemengt werden. Die Urſache dieſer Erſcheinung ſcheint die zu ſeyn, daß die Reduktion bei einer zu feinen Zertheilung der Glätte nur an der Oberfläche erfolgt, indem von der tiefer liegenden Schicht die zum Verbrennen der Steinkohle, welche mit der Glätte gemengt iſt, erforderliche Luft abgehalten wird, folglich auch der zur wechſelſeitigen Einwirkung beider Subſtanzen auf einander durchaus nöthige Hitzgrad nicht hervorgebracht werden kann. Wenn man dagegen die zu verfriſchende Glätte in Stücken anwendet, welche beinahe die Größe eines Hühnereies haben, ſo findet die wechſelſeitige Einwirkung gleichzeitig durch die ganze Maſſe ſtatt und die Kohlenſtoff haltenden Dämpfe, welche ſich aus der Steinkohle entwickeln, können die Reduktion der Glättetheilchen bis zum Mittelpunkt der Stücken bewirken, indem ſie durch die Spalten und Riſſe hindurch dringen und den Sauerſtoff abſcheiden. Man muß bei dieſem Friſchproceß jedoch darauf ſehen, daß die Hitze nicht bis zum Flüſſigwerden der Glätte geſteigert wird.

Der Heerd vom Treiben und Feinbrennen und die Schlacken aus dem Friſchofen, welche als ein Gemenge von kleinen Koaks mit Steinkohlenaſche und Eiſenoxyd zu betrachten ſind, das mehr oder weniger Bleikörnchen zurück behalten hat, werden über dem Krummofen (slag-hearth) mit Koaks verſchmolzen. Man ſetzt als Flußmittel noch eine gewiſſe Quantität ſchwarze Schlacke zu, die beim Betriebe des Krummofens abfällt und welche man zu dieſem Zweck ganz beſonders in der Geſtalt von dünnen Scheiben abfließen läßt und dann zerſchlägt. — Das Blei, welches hierbei fällt, iſt gewöhnlich ſehr weiß und ſehr hart und eignet ſich wegen ſeines geringen Silbergehalts nicht zur Treibarbeit.

Daß man alle Niederſchläge, welche ſich in den horizontalen Leitungen oder in den Bleikammern abſetzen, nach vorhergegangener Abröſtung in dem Krummofen ebenfalls verſchmelzt, haben wir bereits erwähnt.

Die wenigen genauen und zuverläſſigen Nachrichten, welche die Herren Dufrenoy ꝛc. über den Bleigehalt der Erze, welche in Derbyſhire und Cumberland verſchmolzen werden, ſo wie über den Kohlenverbrauch, welcher bei den in dieſen beiden Grafſchaften eingeführten Zugutemachungsmethoden Statt findet, haben einziehen können, waren nicht genügend, um eine Vergleichung dieſer Methoden mit den in Frankreich und in Deutſchland üblichen Schmelzverfahrungsarten anzuſtellen. Sie müſſen ſich daher darauf beſchränken, nur auf die Abweichungen in den Methoden ſelbſt aufmerkſam zu machen.

In Derbyſhire werden die Bleierze durchaus nicht in Schachtöfen, ſondern nur in Flammöfen verſchmolzen, deren Dimenſionen ungleich größer ſind, als die Dimenſionen der Flammöfen, welche man in der Bretagne anwendet. Die Derbyſhirer Methode unterſcheidet ſich aber weſentlich dadurch, daß dabei auch arme Bleierze eben ſo gut, wie in einem Schachtofen verſchmolzen werden und daß man dabei eine ganz flüſſige Schlacke erhält, indem man ein aus Kalkſpath und aus Flußſpath beſtehendes Flußmittel anwendet. Dieſe Behandlung der Erze im Flammofen ſcheint vor der Verarbeitung im Schachtofen deshalb einen Vorzug zu verdienen, weil man bei der Arbeit im Schachtofen nur mit großer Schwierigkeit einen immer gleichbleibenden Erfolg der Schmelzung herbeiführen kann, weil man dabei ferner einen größern Bleiverluſt erleidet und endlich, weil ein größrer Aufwand von Brennmaterial erforderlich. Es würde daher wohl anzurathen ſeyn, daß man in ſolchen Gegenden, z. B. zu Confolens, wo man genöthigt iſt, Erze zu verarbeiten, die ſich nicht anders, als mit einem bedeutenden Verluſt an Bleiglanz zu Schliechen aufbereiten laſſen, den Verſuch machte, jene Derbyſhirer Schmelzmethode einzuführen.

Der in Cumberland übliche zuſammengeſetzte Proceß, die Bleierze in einem Flammofen abzuröſten und das geröſtete Erz in niedrigen, dem ſchottiſchen Ofen analogen Schachtöfen zu verſchmelzen, ſollte dem Anſchein nach ein etwas geringeres Bleiausbringen gewähren, als wenn beide Operationen bei der Behandlung der Erze im Flammofen zuſammen fallen. Jedoch wird dieſer geringe Bleiverluſt mehr als reichlich durch den geringern Kohlenverbrauch, durch die ſchnellere Arbeit, alſo durch Erſparung an Löhnen, vorzüglich aber dadurch gedeckt und aufgewogen, daß das Blei, welches beim Verſchmelzen der Erze im ſchottiſchen Ofen erhalten wird, ungleich reiner iſt. Dieſer Unterſchied in der Reinheit iſt ſo groß, daß der Verluſt, den die Werke aus dem ſchottiſchen Ofen bei der Treibarbeit erleiden, nur $\frac{1}{12}$ bis $\frac{1}{18}$ beträgt, wogegen dieſer Treibverluſt bei den Werken aus dem Flammofen oft bis zu $\frac{1}{9}$ ſteigt. Auch laſſen ſich die Werke aus dem ſchottiſchen Ofen alsdann noch mit Vortheil vertreiben, wenn ſie im Fodder (welches 20 Ctr. Markgewicht gleich zu ſetzen iſt) nur noch 4 Unzen Silber enthalten, wogegen die Werke, welche beim Flammofenbetrieb fallen, wenigſtens 10 Unzen im Fodder enthalten müſſen, um mit Vortheil vertrieben werden zu können (??). Weil ferner bei dem in jener Gegend üblichen Treibverfahren ſtets neues Blei auf den Treibheerd nachgeſetzt wird, ohne daſſelbe vorher abzuſchäumen, ſo kann die von den Treibwerken aus dem Flammofen erhaltene Glätte gar nicht als Kaufglätte in den Handel gebracht werden, wogegen die Werke aus dem ſchottiſchen Ofen eine ganz vorzügliche gute Kaufglätte geben.

### Affinirung des Bleies oder Treibarbeit durch Kryſtalliſation.

Im Jahr 1833 ward Herrn Hugh Lee Pattinſon in Northumberland ein Patent auf eine neue Methode, das Silber in ſilberhaltigen Bleien zu concentriren, ertheilt. Dieſe Methode wird bereits in Newcaſtle und Bagil Hall (Flintſhire), ferner zu Middleton und in Teesdale im Großen mit Vortheil angewendet und an dieſen Orten hat der franz. Bergingenieur **Le Play** die Materialien zu ſeinen Bemerkungen über dieſen Gegenſtand geſammelt, welche einen Theil eines größern, über engliſche Kohlen- und Eiſenwerke an den **Directeur des ponts et chaussées et des mines** eingereichten Berichts bilden. Gleichzeitig wurden Pattinſons ſehr kurze Patentbeſchreibung (London. Journ. Febr. 1837 p. 298) und **Le Play's** Bemerkungen (**Annales des Mines 1836, Tome X., p. 381—406** und Erdmanns Journal 2. Reihe, Bd. 10, Seite 321—343) bekannt gemacht und wir theilen das Weſentliche daraus nach dem polyt. Centralbl. 1837, S. 293 ꝛc. mit.

Pattinſons Methode beruht auf der Thatſache, daß ſich aus Legirungen von Blei und Silber, wenn man ſie ſchmilzt und unter ſtetem Umrühren langſam erkalten läßt, unvollkommne Kryſtalle abſetzen, welche ärmer an Silber ſind, als der flüſſig bleibende Theil und von letzterem mittelſt eines erwärmten Schaumlöffels getrennt werden können. Dadurch iſt die Möglichkeit gegeben, das Silber allmälig in einem kleinen Theile des Bleies zu concentriren und das übrige Blei auf einen beliebigen Grad der Armuth herabzubringen. Nur der kleine concentrirte Antheil wird abgetrieben und auf dieſe Art der Verluſt an Blei außerordentlich vermindert und überhaupt der ganze Proceß vereinfacht. Die Arbeit wird in Newcaſtle in halbkugeligen gußeiſernen Keſſeln von 1,20 Metr. Durchmeſſer und 0,006 M. Wandſtärke vorgenommen; dieſelben ſind neben einander eingemauert und werden durch ſchwaches Steinkohlenfeuer ſo weit erwärmt, daß die Legirung ſchmilzt. Die Feuerſtellen ſtehen unmittelbar durch kurze Kanäle mit dem Kamin in Verbindung und ſowohl die Aſchen- und Heizthüren, als jene Kanäle können verſchloſſen werden. Jeder Keſſel hat am Boden einen Abzugskanal, welcher ſich an der den Feuerungen entgegengeſetzten Seite des Heerds öffnet und verſtopft werden kann. Die Figg. 11, 12 und 13, Taf. 24, ſtellen den Apparat im Aufriß, im Querdurchſchnitt nach der Linie **A B** und im Grundriß dar. Man füllt jeden Keſſel mit etwa 8 Tonnen Werkblei, gibt Feuer, erhitzt zum Schmelzen und nimmt, ſo bald die Schmelzung vollſtändig iſt, das Feuer weg, worauf man die Aſchen- und Heizthür mit Kitt verſtreicht. Nun rührt man die flüſſige Legirung mit einer runden Eiſenſtange **c**, Fig. 14, Taf. 24, ununterbrochen um, namentlich in der Nähe der Wände und der Oberfläche, wo am leichteſten Erſtarrung eintritt. Von Zeit zu Zeit werden die ausgeſchiedenen Kryſtalle mit einem etwas über die Temperatur der ſchmelzenden Legirung erwärmten Schaumlöffel herausgenommen; der flüſſige Theil fließt durch die Löcher ab und trennt ſich ſehr gut von dem kryſtalliniſchen, welcher als zellige, halb feſte, halb kryſtalliniſche Maſſe im Löffel zurückbleibt. Dieſe Arbeiten, welche allerdings nicht ohne Sorgfalt vorgenommen werden dürfen, ſind jedoch ſo leicht zu erlernen, daß ſie jeder nicht ganz ungelehrige Arbeiter bald auf genügende Weiſe erlernt. Da nun die Ausſcheidung von Kryſtallen ſo lange fortgeht, als noch flüſſige Maſſe da iſt, dadurch aber letztere an Silbergehalt immer zunimmt, ſo verändert ſich auch der Silbergehalt der Kryſtalle und das Verhältniß des Silbergehalts in Kryſtallen und Flüſſigkeit fortwährend; daher iſt die Hauptſache bei der ganzen Methode, die Menge der bei jeder Arbeit zu trennenden Kryſtalle zweckmäßig zu beſtimmen. In England pflegt man bei ſehr armen Legirungen $\frac{2}{3}$ Kryſtalle wegzunehmen und nur $\frac{1}{3}$ reiches Flußblei zu laſſen; bei reichen Legirungen beobachtet man das umgekehrte Verhältniß, daß man ſich von

dem Silbergehalt jeder Legirung und der aus der Behandlung derſelben hervorgehenden beiden neuen Legirungen durch die Probe überzeugen muß. Bei den ſpätern Arbeiten nimmt man nun alle Mal die Legirungen von gleichem oder nahe gleichen Silbergehalt zuſammen u. ſ. f., bis man am Ende dahin kommt, daß $\frac{9}{10}$ der urſprünglichen Legirung in ein Blei von ſolcher Armuth verwandelt ſind, daß es die weitere Behandlung nicht lohnt und als Glättblei verkauft werden kann, dagegen der ganze Silbergehalt mit dem letzten $\frac{1}{10}$ verbunden iſt. Dieſe reiche Legirung wird nun abgetrieben, wobei der Verluſt an Blei höchſtens $\frac{1}{10}$ deſſen betragen kann, was er beim Abtreiben der urſprünglichen Legirung betragen hätte; dazu kommt ein geringer Verluſt beim Schmelzen des vorigen Abſtrichs, welcher bei Beginn der Operation von der ſchmelzenden Legirung abgezogen wird, ſo daß der ganze Bleiverluſt 2 Prozent nicht erreicht. — **Le Play** gibt ſelbſt zu, daß man bei der Neuheit der Sache nicht annehmen könne, daß in der Verbindung der einzelnen Kryſtalliſationen unter einander, welche, wie man leicht ſieht, unendlich variiren kann, ohne daß dadurch das Endreſultat afficirt wird, bereits die einfachſte und compendiöſeſte Weiſe erreicht ſey; ſo ändert man z. B. in Newcaſtle das Verfahren ſo ab, daß man, ſtatt nach der erſten Arbeit, wenn $\frac{2}{3}$ des Bleies in Kryſtallen abgeſchöpft ſind, das flüſſige $\frac{1}{3}$ abzulaſſen, vielmehr mit Umrühren fortfährt, bis ſich noch die Hälfte in Kryſtallen ausgeſchieden hat, dieſe letztern Kryſtalle aber nicht abſchöpft, ſondern vielmehr den flüſſigen Theil (welcher nun bedeutend concentrirt iſt) abzieht, zu den zurückbleibenden Kryſtallen, deren ungefährer Silbergehalt ſich leicht berechnen läßt, eine hinreichende Menge früher erhaltener Kryſtalle von gleichem Gehalt zugibt und ſogleich mit einer neuen Schmelzung fortfährt u. ſ. w.

Von den Details, welche **Le Play** mittheilt, laſſen wir nun die hauptſächlichſten folgen:

Eine Maſſe von 540 Ctr.*) 49 Pfd. Blei, welche im Ganzen 260 Loth Silber enthielt, gab 440 Ctr. armes Blei, im Ganzen 21 Loth Silber haltend; 84 Ctr. reiches Blei zum Abtreiben 232 Loth Silber haltend; 15 Ctr. 49 Pfd. Blei von dem urſprünglichen Gehalt, alſo im Ganzen mit 7 Loth Silber; 1 Ctr. Bleiverluſt. Der ziemlich geringe Silbergehalt des Reichbleies hat ſeinen Grund darin, daß man in Newcaſtle hauptſächlich Glättblei fabricirt, alſo die Menge des zum Abtreiben gelangenden Bleies nicht zu ſehr verringern will. Die Fabrikationskoſten hierbei waren: 1) Kryſtalliſation: Handarbeit, zwei Arbeiter 27,4 Tage à 1½ Shill. täglich (zwei Arbeiter können, wenn jeder neun Stunden

---

*) Der Ctr. zu 112 Pfd.

arbeitet, täglich 32 Ctr. armes Blei und die entſprechende Menge Reichblei fabriciren) 4 Pfd. Sterl. 2 Shill.; Brennmaterial, 3 Tonnen 3 Ctr. Steinkohlen: 12 Shill.; Abgabe an den Patentträger: 3 Pfd. Sterl. 3 Shill.; 1 Ctr. Bleiverluſt: 1 Pfd. Sterl. 4 Shill. 2) Abtreiben: Handarbeit 14 Shill.; Brennmaterial 8 Shill. 8 Den.; Heerdmaſſe und Insgemein: 6 Shill. 4 Den.; $\frac{1}{14}$ Bleiverluſt: 7 Pfd. Sterl. 3 Shill., alſo in Summa 17 Pfd. Sterl. 13 Shill. Beim unmittelbaren Abtreiben würde die obige Bleimaſſe gekoſtet haben, an Heerd, Brennmaterial und Handarbeit: 9 Pfd. Sterl. 9 Shill. 7 Den., an Bleiverluſt ($\frac{1}{14}$): 45 Pfd. St. 7 Shill., in Summa 54 Pfd. Sterl. 16 Shill. 7 Den. *). Nach beiden Methoden würden 128 Loth Silber gewonnen = 30 Pfd. Sterl. 10 Shill. 9 Den., dagegen würde die Zunahme des Bleies an Werth durch das Abtreiben nach der erſten Methode im Ganzen nur 1 Pfd. Sterl. 19 Shill., nach der zweiten 12 Pfd. Sterl. 11 Shill. betragen. Hieraus ergibt ſich, daß nach der neuen Methode der Werth der rohen Produkte die Koſten um 14 Pfd. Sterl. 16 Shill. 9 Den. überſteigt, während er bei der ältern um 11 Pfd. Sterl. 14 Shill. 10 Den. hinter denſelben zurückbleibt; alſo im erſtern Fall 80 Proz. Gewinn, im letztern 23 Proz. Verluſt. Dieſes Verhältniß würde ſich an Orten, wo das Glättblei in keinem höhern Werthe wäre, als das gewöhnliche Blei, noch vermindern, ſo daß dann beide Methoden im umgekehrten Verhältniſſe der verurſachten Koſten ſtänden. 1000 Kilogr. ſilberhaltiges Blei verurſachen nach der neuen Methode 16,25, nach der alten 49,85 Franks Koſten; nimmt man nun an, daß die Ausziehung des Silbers aus dem Blei dann noch zuläſſig iſt, wenn die Produkte an Werth die Koſten um $\frac{1}{10}$ überſteigen, ſo wird man nach der neuen Methode noch Blei von 0,000078 Silbergehalt auf Silber bearbeiten können, während nach der alten Methode dies nur bis 0,000218 geht. — Zu Bagil Hall, wo die Handarbeit etwas billiger, aber die Kohle um 50 Proz. theurer iſt, als zu Newcaſtle, gewährt die Behandlung von 1000 Kil. Blei mit 0,00016 Silbergehalt einen reinen Profit von 21 Fr. 75 Cent.

Wenn nun auch anzunehmen iſt, daß die Verhältniſſe an vielen Orten ungünſtiger ſeyn können, ſo geht doch ſo viel hervor, daß

*) Es iſt nämlich zu bemerken, daß die Menge des Silbers, welche die ältere und neuere Methode in dem armen Blei und in der kleinen Menge Reichblei, welche als Nebenprodukt erhalten wird, zurücklaſſen, faſt gleich iſt. Nach der neuen Methode iſt das Reichblei die angeführte kleine Quantität, welche man nicht gut allein behandeln, ſondern für eine ſpätere Arbeit zurücklegen muß. Nach der ältern Methode wird das Reichblei beim Reduciren der Glätte und dem Heerdſchmelzen erhalten. Auch nach der neuen Methode erhält man in Folge des Abtreibens noch eine kleine Menge Reichblei.

die neue Methode unbedingt die Bearbeitung weit reinerer Blei auf Silber möglich macht, als die ältere. Mit manchem jetzt in Handel befindlichen Blei wird ſich ſogar noch eine einträgliche Spekulation machen laſſen.

Im Jahr 1837 beſuchte der franz. Bergingenieur Herr Sentis England und machte in der Affinirungsanſtalt der Herren Cooke, Bluckett u. Komp. zu Newcaſtle folgende Beobachtungen, die er in den **Annales des Mines, 3 me Sér. Tome XIV., p. 75 etc.** mittheilte und die wir hier aus dem polytechn. Centralblatt 1839, S. 597 entnehmen.

Der Affinirungsapparat, von welchem Fig. 11, 12 und 13, Taf. 24, Abbildungen geben, beſteht aus fünf großen gußeiſernen Keſſeln, deren jeder durch einen beſondern Ofen geheizt wird, und zwei kleineren, ebenfalls mit Oefen verſehen. Dieſe Keſſel ruhen mit einem Theile ihrer obern Fläche auf Kieſelſteinen, welche entſprechend behauen und gelegt ſind. Der freie Boden des Keſſels wird von der Flamme umſpielt, welche ſich hernach in einen horizontalen Kanal begibt; dieſer Kanal hängt mit einem geneigten zuſammen, welcher in einen ziehenden Schornſtein einmündet. Die Geſtalt der Keſſel iſt nicht halbkugelförmig; der Durchmeſſer der Oeffnung iſt 1 Metre, aber die Tiefe nur 0,65 Met., der Roſt des Ofens iſt 0,60 Met. tief und 0,30 breit. Der fünfte Keſſel iſt etwas kleiner, als die übrigen; er dient blos dazu, das großen Theils entſilberte Blei einzuſchmelzen, um es in Barren zu gießen.

Die Werkzeuge, deren man ſich in der Affinerie bedient, ſind: Eine eiſerne Stange **c**, Fig. 14, Taf. 24, an einem Ende ſchräg zugeſpitzt, um das am Rande der Keſſel erſtarrte Blei loszureißen. Ein breiter Schaumlöffel **b**, Fig. 14, den man während der Arbeit in einem der kleinen Keſſel erwärmt. Eine ſehr einfache Vorrichtung **a**, Fig. 14, endlich geſtattet die Bewegung des letztern Stücks. Vier Rollen, zwei und zwei mit einander verbunden, ſind auf zwei hölzernen Leitungen, welche in einer Höhe von 2 Metres über die Keſſel hinlaufen, beweglich; zwei andere Rollen, ebenfalls verbunden, laufen auf den Axen der erſten beiden Paare; die Axe des letztern Paars endlich trägt einen langen ſenkrechten Stiel, der ſich in einen Haken endigt. So erhält man für den Stiel des Schaumlöffels einen Stützpunkt, deſſen Lage man verändern laſſen kann. — Um der leichtern Arbeit willen erhebt ſich der obere Rand der Keſſel 0,55 Met. über den Boden der Werkſtatt, ſo daß die Schürlöcher auf einen bedeckten Gang unter der Sohle der Werkſtatt hinausgehen.

Arbeitsverfahren. Die Füllung beſteht aus 63 bis 64 Blöcken, von denen jeder etwa 140 Pfd. wiegt. Wenn ſie gut geſchmolzen ſind, das Feuer hinweggeſchafft und die Glätte, welche die flüſſige Maſſe bedeckt, auf die Seite gebracht iſt, werden ein oder

zwei Blöcke in die Maſſe des flüſſigen Bleies gebracht, um die Abkühlung zu beſchleunigen; alsdann, wenn es nothwendig iſt, beſpritzt man die Oberfläche mit Seifenwaſſer. Dies Waſſer veranlaßt, ohne zu ſchlagen, die Bildung einer ſehr dünnen metalliſchen Kruſte, welche man mit einer eiſernen Stange einrührt und dieſe Operation wiederholt man ſo lange, als die Maſſe noch nicht hinreichend abgekühlt iſt. Dieſen Punkt hat man erreicht, wenn man beim Umrühren in der Maſſe herumſchwimmende Kryſtalle bemerkt. Der Arbeiter zieht alsdann das an den Rändern erſtarrte Blei zuſammen und rührt das Bad mit der Stange um, indem er ſie in einem großen ſenkrechten Kreiſe, deſſen Stellung er verändert, herumführt.

Während dieſer Arbeit, welche dazu dient, Gleichförmigkeit der Temperatur durch die ganze Maſſe herzuſtellen, läßt ein zweiter Arbeiter den breiten, an einem $4\frac{1}{2}$ Fuß langen Stiele befeſtigten Schaumlöffel erwärmen. Der Durchmeſſer der Oeffnung des Löffels beträgt $1\frac{1}{2}$ Fuß und die Tiefe $\frac{1}{2}$ Fuß; der Durchmeſſer der Löcher beträgt 1 Centimet. ($4\frac{1}{2}$ Rheinl. Linien).

Etwa zehn Minuten nach dem Anfang der Arbeit macht ſich der letzte Arbeiter fertig, Kryſtalle auszufiſchen, er läßt einige Sekunden lang das flüſſige Blei, welches ſie bedeckt, abtropfen, indem er ſie etwas in die Höhe ſpringen läßt und läßt ſie dann in den folgenden Keſſel Nr. 2 gleiten. Die Arbeit wird dann folgendermaaſen fortgeſetzt: Einer der Arbeiter fiſcht die Kryſtalle mit dem Schaumlöffel aus, den er von Zeit zu Zeit in dem benachbarten kleinen Nebenkeſſel erwärmt und ſchüttet ſie in den Keſſel Nr. 2, während der zweite Arbeiter das an den Rändern erſtarrte Blei mit dem flüſſigen vereinigt und die Maſſe in Bewegung ſetzt, um eine überall gleichförmige Temperatur zu unterhalten. Dieſe doppelte Verrichtung währt höchſtens 50 Minuten und zu dieſer Zeit bleiben in dem Keſſel höchſtens 16 Blöcke. Hierauf wirft der Arbeiter, welcher wie vorher Kryſtalle aushebt, dieſe in zwei Haufen auf den Boden; ſein Gehilfe hebt ſie kurz nachher auf und bringt ſie über die Seite, um dem erſten Arbeiter den Platz rein zu machen, welcher von Neuem Kryſtalle dahin wirft. Dies dauert ſo lange, bis ſich nur noch 8 Blöcke in dem Keſſel befinden, welches man mittelſt eines Maaſes erkennt, das die Höhe des fließenden Metalls anzeigt. Jetzt wird das Feuer des Ofens Nr. 2 hinweg genommen, um es in den Ofen Nr. 1 zu bringen. Nachdem die 8 Blöcke angereichertes Blei, welche auf dem Boden des Keſſels bleiben, in bewegliche Eingüſſe gegoſſen ſind, bringt man in den Keſſel die auf den Boden geworfenen 8 Blöcke zurück und vollendet die Füllung mit Bleiblöcken von gleichem Silbergehalt wie die vorher behandelten.

## Theorie.

Um genau zu beſtimmen, was bei der Affinirung des Bleies durch Kryſtalliſation vorgeht, iſt es nothwendig, den Gehalt der verſchiedenen Produkte zu kennen, welche aus der Behandlung in jedem Keſſel hervorgehen. Die Unterſuchung der verſchiedenen Produkte ergab Folgendes:

| | Silbergehalt auf eine Gramme Blei. |
|---|---|
| Das Werkblei mit | 0,0012290 Grm. |
| gab reiche Kryſtalle mit | 0,0032030 „ |
| arme „ „ | 0,0008623 „ |
| letztere gaben reiche Kryſtalle Nr. 2 mit | 0,0021500 „ |
| arme „ „ „ | 0,0005686 „ |
| letztere gaben reiche Kryſtalle Nr. 3 mit | 0,0014540 „ |
| arme „ „ „ | 0,0003413 „ |
| letztere gaben reiche Kryſtalle Nr. 4 mit | 0,0008135 „ |
| arme „ „ „ | 0,0001696 „ |
| Bei einer andern Arbeit erhielt man aus Werkblei mit | 0,0002340 „ |
| reiche Kryſtalle mit | 0,0005980 „ |
| arme „ „ | 0,0000877 „ |
| letztere gaben reiche Kryſtalle Nr. 2 mit | 0,0002177 „ |
| arme „ „ „ | 0,0000325 „ |
| letztere gaben reiche Kryſtalle Nr. 3 mit | 0,0001300 „ |
| arme „ „ „ | 0,0000195 „ |

Man ſieht aus letzterer Tabelle, daß der Gehalt des durch die erſte Kryſtalliſation ausgeſchiedenen reichen Bleies, deſſen Menge etwa ⅓ des eingeſetzten Bleies beträgt, ein wenig größer iſt, als der des letztern mit 2,1 multiplicirt und daß der Gehalt des bei derſelben Operation ausgeſchiedenen armen Bleies ⅓ von dem des eingeſetzten etwas überſteigt. Ein ziemlich ähnliches Verhältniß ergeben die Arbeitsprodukte in jedem Keſſel und jede dieſer Arbeiten liefert Kryſtalle, welche auf den Boden geworfen werden, um ſie ſpäter in denſelben Keſſel zurückzubringen, aus welchem ſie ausgehoben wurden und die, wie verſichert wurde, faſt denſelben Gehalt haben, wie die urſprüngliche Verbindung. Das übrig bleibende und angereicherte Blei der Keſſel Nr. 2 und Nr. 3 endlich, welches bezeichnungsweiſe in die Keſſel Nr. 1 und Nr. 2 gegoſſen wird, hat einen Gehalt, welcher von dem des in jedem derſelben behandelten Bleies wenig abweicht. Hieraus geht hervor, worin der Kunſtgriff bei dieſem Proceß beſteht: man theilt die Produkte jeder Kryſtalliſation dergeſtalt ab, daß jede reiche und jede mittlere Verbindung faſt denſelben Gehalt erhält, erſtere wie die des vorhergehenden Keſſels, letztere

wie die in demſelben Keſſel behandelte. Letztere Tabelle zeigt außerdem, daß man durch drei wiederholte Kryſtalliſationen, bei Werkblei von vorgedachtem Gehalt, zuletzt Blei von mehr als zehnfach verringertem Gehalte bekommt.

Aus der erſten Tabelle iſt zu erſehen, daß vier wiederholte Kryſtalliſationen erforderlich ſind, um das Blei auf einen Gehalt zu bringen, welcher $\frac{1}{10}$ des urſprünglichen noch überſteigt. Demnach werden die Koſten für Handarbeit und Brennmaterial, um letzteres Blei (von 0,0012290 Silbergehalt) auf den zehnten Theil im Gehalt zu bringen, größer ſeyn, als für erſteres Blei (von 0,0002340 Silbergehalt). Vergleicht man überdies die Gehaltsverhältniſſe jedes armen Bleies und deſſen, aus welchem es dargeſtellt wurde oder die umgekehrten Verhältniſſe, ſo erhält man die Zahlen 1,42, 1,51, 1,66, 2,54, welche fortſchreitend zunehmen. Bemerkt man endlich, daß das Verhältniß zwiſchen jedem reichen und dem zugehörigen armen Blei fortwährend zunimmt, ſo geht daraus hervor, daß die Trennung des Bleies und des Silbers um ſo beſſer vor ſich geht, je ärmer das ſilberhaltige Blei an Silber iſt, welches Reſultat dem der Vergleichung der Ergebniſſe obiger beider Tabellen entſpricht.

Dieſe Reſultate ſind noch nicht ſo befriedigend als diejenigen, welche bei der Anſtalt in Newcaſtle angekündigt ſind. In der That behauptet man dort, daß der Gehalt des reichen Bleies, welches durch die erſte Kryſtalliſation von einem Blei geſchieden wird, welches z. B. 10 Unzen im Fuder (2352 Pfd.) enthält, zu dem Gehalte dieſes Bleies im Verhältniß von 1 zu 3,33 oder 3,35 ſteht; die Trennung des Bleies und des Silbers ging alſo hier ſchärfer vor ſich, als in den oben angeführten beiden Beiſpielen.

Herr Sentis iſt der Anſicht, daß bei **Le Play** der Verbrauch an Brennmaterial ſehr hoch in Anſchlag gebracht zu ſeyn ſcheint; denn auf allen Werken in der Umgegend von Alſton, welche er beſucht habe, überſteige die Menge der im Treibeofen verbrauchten Steinkohlen ſelten 3 Ctr. auf ein Fuder abgetriebenes Blei. Dieſe und andere Betrachtungen begründen die Meinung, daß ein Abtreiben, welches ſo gut als möglich geleitet würde, den Vergleich mit der Affinirung durch Kryſtalliſation etwas beſſer aushalten würde.

Hält ſich nun aber der Vortheil des letztern Proceſſes in gleicher Höhe bei Bleien von verſchiedenem Silbergehalt und von verſchiedenen Arten? Angenommen z. B., anſtatt eines Bleies von 5 Unzen Silbergehalt im Fuder hätte man ein ſolches vom fünffachen Gehalte zu bearbeiten, ſo zeigen die vorher aufgeſtellten Tabellen, daß die Abſcheidung eines faſt zehn Mal ärmern Bleies ſchon eine höhere Ausgabe für Arbeitslohn und Brennmaterial erfordert; folglich wird, um dies Blei auf den Gehalt des Glättbleies zurückzubringen, die Ausgabe für die Affinirung durch Kryſtalliſation in einem ziemlich großen Verhältniſſe zunehmen, indem das Arbeitslohn

und Brennmaterial mehr als die Hälfte in dem aufgeſtellten Koſtenbetrage ausmachen. Wie wäre es aber, wenn man Bleie in die Arbeit geben wollte, welche 100 Unzen im Fuder enthielten, wie die von Pontgibaud? Und dieſe Bleie ſind noch nicht ſo reich, als viele von Poullaouen und Vialas.

Zu beachten iſt übrigens, daß bis auf einen gewiſſen Punkt die Koſten des Abtreibens mit dem Gehalte des Werkbleies zunehmen, denn in der That, je reicher dies Blei, deſto größer iſt der Silbergehalt des Theils vom Blei, welches abgetrieben wird. Es iſt alsdann nothwendig, den Hitzegrad höher zu halten, um die Theilchen der Glätte flüſſiger zu erhalten, damit ſie kein Silbertheilchen zurückhalten; folglich nimmt der Brennmaterialverbrauch und der Verluſt durch Bleiverflüchtigung in einem gewiſſen Verhältniß zu. — Kurz, bei einem Blei von mehr als 5 Unzen Silbergehalt im Fuder nehmen die Geſammtkoſten der Bearbeitung nach dem neuen Verfahren mit dem Gehalte des Bleies zu.

Beim unmittelbaren Abtreiben nimmt der Aufwand an Arbeitslohn, Brennmaterial u. ſ. w. unter den veränderten Umſtänden nur wenig zu, ſo daß der ökonomiſche Vorzug eines Verfahrens vor dem andern unter eben dieſen Umſtänden ſich weſentlich vermindern würde.

Endlich iſt zu berückſichtigen, daß, wenn das Werk in Newcaſtle ſich in einer beſondern Lage befindet, welche Veranlaſſung gibt, den Gehalt des Werkbleies nicht zu hoch zu treiben, um Friſchblei zu erhalten, welches gegen gewöhnliches Blei einen höhern Werth hat, den es durch das Abtreiben erhält, eine große Zahl von Werken ſich in Umſtänden befindet, die zu demſelben Reſultate führen.

In der That braucht das Blei, um ſich abtreiben zu laſſen, nicht nothwendig rein zu ſeyn; deshalb ſucht man die Schwierigkeit ſeiner Darſtellung nicht ohne Noth zu vermehren und vorzüglich ſind es die unreinen Bleie, welche man dem Treibeheerd übergibt. Aber nach der Bildung und Fortſchaffung des Abzugs, das heißt verſchiedener Schwefelverbindungen, großentheils aus Metallen beſtehend, welche der Güte des Bleies nachtheilig ſind, nach dem Ablaufen des Abſtrichs oder der ſchwarzen unreinen Glätten weiß man, daß die Glätte verkäuflich wird und das Blei, welches durch deren Reduktion gewonnen wird, iſt von weit beſſerer Beſchaffenheit und ſein Werth hat bedeutend zugenommen.

Nach dieſen Betrachtungen möchte die Affinirung durch Kryſtalliſation ſich nicht ſonderlich paſſen für ziemlich ſilberreiche und vorzüglich für ſo reiche Bleie, wie die der franzöſiſchen Werke und für arme, aber unreine Bleie; wenigſtens wenn man für dies unreine Blei keine vortheilhaften Abſatzwege wüßte. Das neue Ver-

fahren würde daher nur für arme und reine Bleie wirklich anwendbar ſeyn, d. h. für ähnliche als viele der in Cumberland erzeugten und ſein Vortheil gegen das alte würde um ſo größer ſeyn, je geringer der Gehalt des affinirten Bleies wäre; die Grenze dieſer Verminderung würde nur durch die ökonomiſchen Verhältniſſe, unter denen man arbeitete, bedingt ſeyn. Wir reden am Schluß des nächſten Kapitels noch über die zu Freiberg mit der neuen Affinirungsmethode angeſtellten Verſuche.

---

Digitized by Google

## Fünftes Kapitel.

### Von den Silber-, Blei- und Kupferſchmelzhüttenproceſſen zu Freiberg im Erzgebirge.

Von dem ältern Schmelzhüttenbetriebe wurde bereits im dritten Band, S. 381 ꝛc. geredet, allein der Zeitraum ſeit dem Erſcheinen deſſelben war ſo reich an Verſuchen und Verbeſſerungen für die Freiberger Hütten, daß wir hier eine ſo vollſtändig als mögliche Ueberſicht der Proceſſe geben. Wir folgen dabei der vortrefflichen Beſchreibung der Freiberger Schmelzhüttenproceſſe „von dem Herrn Oberſchiedswardein und Oberhüttenamts-Aſſeſſor Winkler" (Freiberg 1837).

### I. Die Erze.

Gegenwärtig werden auf den Freiberger Schmelz- und Amalgamirwerken jährlich zuſammen 180,000 bis 190,000 Ctr. Erze verarbeitet, von denen nach Befinden nur etwa 64,000 bis 70,000 Ctr. zur Amalgamation und alle übrigen zur Schmelzung gelangen.

Sie kommen mit wenigen Ausnahmen von den zahlreichen Gruben der Freiberger Bergamtsreviere und werden der Königlichen General-Schmelzadminiſtration meiſtens ſchon aufbereitet und dann faſt durchaus in Pulvergeſtalt — entweder trocken gepocht oder zu Schliech gezogen — übergeben und verkauft.

Unter dieſen Erzen befindet ſich, in Bezug auf Gehalt und ſonſtige Beſtandtheile, eine außerordentliche Mannichfaltigkeit. Ihr Sibergehalt im Centner variirt von 0 bis zu mehreren 100 Lothen, ja ſelbſt bis zu dem höchſt möglichſten Gehalte, beträgt jedoch durchſchnittlich jetzt nur noch zwiſchen 5 und 6 Loth im Centner.

Einige Erze führen mehr und weniger Blei, indeſſen überſteigt die Menge der eigentlichen Bleierze von mehr als 30 Procent

Gehalt kaum $\frac{1}{180}$ von der geſammten Erzmaſſe. Sie kommen z. B. von den Berggebäuden Himmelfahrt, Alte Mordgrube, Kröner, Sonnenwirbel ꝛc.

Kupfererze, d. h. ſolche, welche mehrere Pfunde Kupfer im Centner beſitzen, ſind ſparſam, werden aber zuweilen von den Gruben Junge hohe Birke, Himmelfahrt, Kröner, Alter und Neuer Morgenſtern ꝛc. geliefert. — Kupferſpuren dagegen befinden ſich in ſehr vielen Erzen, daher auch das Amalgamirſilber, obgleich alle Kupfererze ſtreng aus der Amalgamation verbannt ſind, immer ſehr kupferig ausfällt.

Circa 14—18 Proc. von der ganzen Erzmenge beſtehen in ganz ſilberarmen, ja zum großen Theil ſilberleeren Zuſchlag- oder Rohſteinkieſen, welche man inſonderheit von den Gruben Kurprinz, Gott mit Uns, Ober neu Geſchrei, Kröner u. a. für den Betrieb der Roharbeit bezieht.

Die übrigen Beſtandtheile der Freiberger Schmelzgüter ſind ſehr verſchieden, wie es bei den zahlreichen und verſchiedenartigen Gängen nicht anders zu erwarten iſt, von denen man die Erze erbeutet. Quarz, Hornſtein, Schwer-, Kalk- und Braunſpath ſind ſehr gewöhnliche Gangarten, wogegen flüſſige Erze ſich jetzt ſeltener machen. Ein Gehalt von Schwefelkies iſt zwar häufig, jedoch im Ganzen immer nicht zureichend, um den Einkauf der vorgedachten Zuſchlagkieſe vermeiden zu können, die man außerdem bei ihrer Silberarmuth nicht annehmen würde. Einige Erze ſind ſehr blendig oder zeichnen ſich durch einen ſtarken Antimongehalt aus. Auch gediegenes Arſenik, Arſenikkies, Eiſenocker und Spatheiſenſtein werden in mehr oder weniger großer Menge angetroffen.

Im Allgemeinen gehören die Freiberger Erze zu den mehr ſtrengſchmelzenden und am ſtrengſten ſind diejenigen, welche der Hauptſache nach aus Quarz und Schwerſpath beſtehen; ein Verhalten, welches vorzüglich den Kurprinzer und einem Theile der Himmelfahrter Lieferungen eigen iſt.

Noch iſt zu gedenken, daß ſich in der Mehrzahl der Freiberger Erze etwas Gold findet und daß dieſes von den Kieſen herzurühren ſcheint. Der Goldgehalt iſt indeſſen ſo unbedeutend, daß die Scheidekoſten nicht gedeckt werden können. Blos bei einigen kieſigen Waſcherzen, namentlich von Bräunsdorf, Frauenſtein, Rheinsberg, Großvoigtsberg und Burkersdorf, würde die Gewinnung des Golds aus dem Blickſilber allenfalls mit einem kleinen Ueberſchuſſe zu ermöglichen ſeyn, wenn es nicht vortheilhafter befunden worden wäre, genannte Erze in die Amalgamirbeſchickungen zu geben. Das meiſte Gold geht daher mit in den Anquickproceß, ohne ſich im Amalgamirſilber zu concentriren.

Die an die Königl. General=Schmelzadminiſtration verkauften Erze werden nun zum Theil an das Amalgamirwerk, zum Theil an die Schmelzhütte abgegeben.

Das Amalgamirwerk kann weder bleiiſche, noch ſehr kupferhaltige Erze gebrauchen und zwar erſtere nicht, weil das Blei nicht nur verloren geht, ſondern weil es auch das Amalgam ſchmierig und dadurch geneigter macht, ſich an den Rückſtänden anzuhängen; kupfrige Erze dagegen taugen nicht für die Amalgamation, weil ſie bei der in Freiberg als zweckmäßig befundenen Methode zu kupferreiches Silber erzeugen würden, wobei noch viel Kupfer in den Rückſtänden unausgebracht verſchwinden müßte.

Man ſucht daher für die Verquickung ſo viel als möglich blei- und kupferfreie Erze aus und wählt dabei ſo, daß ſich Beſchickungen von ohngefähr 6—7 Loth Durchſchnittsgehalt an Silber im Centner erzielen laſſen, in denen zugleich der zur Decomponirung des Kochſalzes erforderliche Schwefelkies ſchon befindlich iſt.

Was nun noch von Erzen übrig bleibt, es mag Gehalt an Silber, Kupfer, Blei und Schwefelkies haben, ſo viel und ſo wenig als es will, kömmt zur Schmelzung.

### II. Das Brennmaterial

beſteht ſeit 1823 hauptſächlich aus Koaks, die aus den Schieferkohlen des Plauenſchen Grundes bei Dresden in Backöfen dargeſtellt werden. — Man rechnet die Koaks nach Dresdener Scheffeln zu 4,7 Kubikfuß oder nach Körben, deren Inhalt das Doppelte iſt; das durchſchnittliche Gewicht beträgt 75 Pfd. Der Rückſtand iſt ſehr bedeutend und beträgt 16—30 Proc. 1 Scheffel Koaks leiſtet etwa ſo viel, als 14,1 Kubikfuß oder 70 Pfd. fichtene Kohlen, ſo daß ſich etwa 1 Vol. Koaks und 3 Vol. fichtene Kohlen oder 15 Gewichtstheile Koaks und 14 Gewichtstheile Kohlen erſetzen. — Die Dresdener Koaks ſind arm an Kohlenſtoff, ziemlich locker und daher leichter entzündlich. Sie ſintern im Schacht gern zuſammen und geben dadurch zu hohlen Räumen, ſo wie zu Verſtopfungen Veranlaſſung, wodurch leicht große Unregelmäßigkeiten entſtehen, wenn der Schmelzer nicht beſtändig aufmerkſam iſt und da nachhilft, wo es fehlt. —

Die leichteſten und lockerſten Koaks nimmt man am liebſten zur Roharbeit, die ſchweren und dichtern dagegen gern zur Bleiarbeit, welche letztere ſich am meiſten zur Anwendung der Koaks eignet und etwas mehr Schlacke, eben ſo viel Bleiſtein und etwas mehr Werkblei, als beim Schmelzen mit Holzkohlen gibt. Bei der Roharbeit verlangen die Koaks einen größern Schwefelkiesgehalt in der Beſchickung oder vielmehr eine an Erden ärmere Beſchickung, weil ſie ſelbſt viel Erden mitbringen.

Digitized by Google

**Dime**

| | e n<br>die<br>risch-<br>it. |
|---|---|
| **Senkrechte Höhenmaa** | Zoll. |
| Vom tiefſten Punkte der Spur bis Vo | 17 |
| Von Vorheerdkante bis Form . . | 18 |
| Von Form bis Gicht . . . . . | — |
| Höhe des Ausſchnitts in der Bruſtk | |
| Niveau der Vorheerdkante gerechnet | 6 |
| **Breitenmaaſe.** | |
| A. Bei der Gicht: | |
| a) Breite der Brandſeite . . | 2 |
| b) Breite der Arbeitsſeite . . | 21 |
| B. In der Formhöhe: | |
| a) Breite der Brandſeite . . | 16 |
| b) Breite der Arbeitsſeite . . | 21 |
| C. In der Höhe der Vorheerdkante | |
| Einbringen des Geſtübbes: | |
| a) Breite der Brandſeite . . | 2 |
| b) Breite der Arbeitsſeite . . | 21 |
| **Längenmaaſe.** | |
| A. Bei der Gicht . . . . . . | 6 |
| B. In der Formhöhe: | |
| Von der ausgeſchweiften Brandmat | |
| a) bis Außenfläche der Ofenbruſ | 8 |
| b) bis Innenfläche der Ofenbruſ | 2 |
| C. In der Höhe der Vorheerdkante: | |
| a) bis Außenfläche der Ofenbruſt | 6 |
| b) bis Innenfläche der Ofenbruſ | — |
| Breite der Spur: | |
| a) hinten beim Naſenſtuhl . | 22 |
| b) vorn unter der Ofenbruſt . | 10 |
| Fall der Spur . . . . . . . | 3 |
| Vorſprung der Form in den Ofen | $1\frac{1}{2}$ |
| Richtung der Form . . . . . | Schuß. |

Zum erſten Ausfüllen der Oefen, zum Verfriſchen der Glätte und des Abſtrichs, zum Feinbrennen des Silbers, ſo wie zum Probiren wendet man Holzkohlen an. — Zum Erzröſten, zum Zubrennen des Steins, zum Abtreiben des Werkbleies, zum Abwärmen der Vor- und Stichheerde und zum Erhitzen der Gebläſeluft wendet man Schieferkohlen, Holz und Torf an.

### III. Die Schmelzöfen.

Die Freiberger Schmelzöfen ſind in den Figg. 14, 15 und 16, Taf. 33, des Hauptwerks abgebildet. In nebenſtehender Tabelle ſind die innern Hauptmaaſen einiger Halsbrückner Ofenſchächte und die Unterſchiede im Zuſtellen bei verſchiedenen Arbeiten zu erſehen. — Man entnimmt aus der Tabelle, daß die Oefen ihre größte Länge in der Formhöhe haben, obgleich dort das Volumen der Schicht- und Koakmaſſe durch das Verbrennen der Koaks ſchon wieder bedeutend geſunken iſt und alſo weniger Raum an dieſer Stelle nöthig zu werden ſcheint. — Das Freiberger Schmelzen iſt aber ein Naſenſchmelzen und die Anſetzung der Naſe um die Form verkürzt den Ofen wieder und erfordert, da ſie oft mit Gewalt zunimmt, Platz zu ihrer Ausbreitung.

Daher kömmt vorzüglich jene Verlängerung des Schmelzraums, welche bei der Bleiarbeit noch bedeutender als bei der Roharbeit iſt, weil bei jener zugleich der Schmelzraum noch durch Geſchurausfällungen beengt wird. Auch vermehrt ein zu kurzer Ofen ſtets den Bleiverbrand, indem in ihm das Blei mehr dem Gebläſe und der Hitze ausgeſetzt iſt, als in einem langen.

Die Verlängerung des Ofens muß indeß ihre Grenzen haben und darf nicht ſo weit gehen, daß der Ofen an der Arbeitsſeite ſich zu kühl hält, die Koaks daſelbſt nicht vollſtändig verbrennen und der dorthin geblaſene Erzſtaub nicht zum klaren Fluſſe kommen kann, ſondern ſich in die Schlacken verwickelt.

Es iſt indeſſen ſchwer, dieſe Grenze zu treffen, da ſie von zu vielerlei, oft nicht vorauszuſehenden Umſtänden abhängt, daher ſie auch immer veränderlich ſeyn wird.

Bei Anwendung heißer Gebläſeluft ſcheint der Schmelzraum ſtets kürzer als bei kalter Luft ſeyn zu müſſen, da ſich bei heißem Gebläſe weniger Naſe erzeugt, der eingeblaſene Windſtrom ſich früher nach allen Seiten zertheilt und im Ofen weniger Geſchur über Hand nimmt.

Schließlich iſt noch zu bemerken, daß die Freiberger Oefen mit Flugſtaubkammern in Verbindung ſtehen, in denen ſich ein großer Theil des mit dem Luftzuge mechaniſch fortgeriſſenen Erzſtaubs niederſchlägt, ſo wie eine kleine Partie des in Dämpfen fortgehenden Bleies wieder verdichtet wird.

### IV. Die Gebläſe und die Lufterhitzungsapparate.

Die Gebläſe beſtehen jetzt zum Theil aus eiſernen Cylindern, jedoch wird auch — wie wir bereits im erſten Kapitel ſahen — ein Schraubengebläſe und auch ein Windradgebläſe angewendet. — Neuerlich ſind mit dem Cylindergebläſe zwei, hinter der Brandmauer gelegene Wärmapparate in Verbindung geſetzt worden, von denen jeder die Luftmaſſe für zwei Oefen erhitzt, einer derſelben iſt ein ſogenannter Kaſtenapparat, der andere ein Röhrenapparat.

Bei dem Kaſtenapparat wird die Luft durch eine Röhre in einen von allen Seiten eingeſchloſſenen und mit einer Eſſe verſehenen Erwärmungsofen gebracht, welcher Roſt und Aſchenfall hat und in welchem ſich über dem Roſte fünf bedeckte, aus zuſammengeſchraubten und verkitteten Platten beſtehende, gußeiſerne Käſten von 1 Elle 8 Zoll Breite, 2 Ellen Länge und 2 Zoll Höhe (ſämmtlich lichtes Maas) befinden. — Dieſe Käſten liegen in 5zolligen Zwiſchenräumen über einander und ſind unten durch abwechſelnd vorn und hinten angebrachte Rohrſtücke verbunden.

Die Gebläſeluft wird zuerſt in den oberſten Kaſten gebracht, durchzieht von da die übrigen und ſtrömt aus dem unterſten Kaſten in ein Ableitungsrohr, welches ſie aus dem Bereiche des Erwärmungsofens heraus und der Düſe zuführt. Die Hitze, welche das Torffeuer in dem Erwärmungsofen entwickelt und welche das Kaſtenſyſtem umgibt, wirkt durch die gußeiſernen Platten der Käſten und theilt ſich der dort cirkulirenden Gebläſeluft mit. Die Erhitzung erfolgt ſchnell und die Feuerung wird nach einem Wärmemeſſer regulirt, welcher in das Ableitungsrohr, in der Nähe des Punkts, wo die Düſe beginnt, eingeſetzt wird.

Der Röhrenapparat unterſcheidet ſich von dem vorigen blos dadurch, daß die Gebläſeluft nicht durch flache niedrige Käſten, ſondern durch vier waagerechte und 32 ſenkrecht auf ſolche geſetzte andere Röhren von Gußeiſen hindurch geführt wird, welche ſämmtlich mit einander in einer gewiſſen Verbindung ſtehen. Die weitere Beſchreibung der Einrichtung muß hier übergangen werden, da ihr ohne Zeichnung keine Deutlichkeit zu geben iſt.

Der Kaſtenapparat behauptet ſo lange den Vorzug vor dem Röhrenapparat, als beide gehörig rein von Flugaſche gehalten werden, aber er hat das Unangenehme, daß man ſeine Reinigung viel öfterer wiederholen muß. In beiden Fällen wird die Gebläſeluft durch ein verhältnißmäßig geringes Torffeuer bis zu einer Temperatur von 250—280 Graden Celſ. erhitzt.

Ueber die Anwendung der erhitzten Gebläſeluft bei den verſchiedenen Arbeiten reden wir bei dieſen ſelbſt näher.

Die Lage der Düſe iſt eben ſo wenig gleichgiltig wie die Lage der Form und der aufmerkſame Schmelzer muß ſie immer im

Auge behalten und ſich oft damit zu helfen wiſſen. Er richtet die Düſe waagerecht, wenn er es mit einer ſtrengen quarzigen Beſchikkung zu thun hat und gibt ihr durch untergeſchobene Eiſenſtückchen mehr oder weniger Fall, wenn ſichs zu ſtark in der Spur auflegt. Dabei iſt aber freilich zu verhüten, daß ſich der Wind an den Formwänden bricht, wodurch oft die ganz entgegengeſetzte Wirkung herbeigeführt wird.

Auch der Durchmeſſer der Düſenmündung will richtig beobachtet ſeyn, denn eine zu weite Düſe führt die Luft nicht gepreßt genug in den Ofen, während bei einer zu engen Düſe der Wind zum Theil zurückgeht und ſich andere Auswege durch die Lecke des Gebläſes ſucht, daher auch die Düſenweite immer in einem gewiſſen Verhältniß zur Dichtigkeit des Gebläſes ſtehen ſollte; ſelbſt die zu ſtarke Preſſung der ausgeſtoßenen Luft und die zu große Gewalt, womit dann die Ausſtoßung erfolgt, ſcheinen nachtheilig zu wirken, indem die baldige Vertheilung der Windmaſſe im Schmelzraum dadurch verſpätet und die Naſenbildung vermehrt wird, wodurch einzelne Gegenden im Schmelzraum zwar in eine um ſo höhere Temperatur kommen, andere dagegen zu kühl bleiben müſſen. Wenigſtens werden die Oefen um ſo mehr Länge erfordern, je enger die Düſen und um ſo weniger Länge, je weiter ſie (die Düſen) ſind; Verhältniſſe, die bis jetzt noch nicht die Aufmerkſamkeit erlangt haben, welche ſie verdienen.

In Freiberg hat man jetzt gewöhnlich Düſen von 2 Zoll Mündung. Weitere, von 2¼—2½ Zoll, ſind blos verſucht worden, haben aber nicht gut gethan. Nach den Beobachtungen an der Halsbrücke wurde hierdurch zwar die Förderung vermehrt und der Koaksaufgang vermindert, allein es ſtellte ſich eine große Neigung zum friſchen Gang ein, wodurch unreine Schlacken entſtanden. Man ſah ſich deshalb bei der Roharbeit genöthigt, viele ſaigere Rohſchlakken wieder mit in die Arbeit zu geben und auf einen geringern Rohſteingehalt zu beſchicken, fand aber dabei, daß die Silberausſchmelzung zu ſehr zurückblieb.

Entgegengeſetzt hat man auch Düſen von 1½ Zoll und von 1¼ Zoll Durchmeſſer angewendet, indeſſen ebenfalls zum Nachtheil der Schmelzung, welche dadurch langſamer gegangen iſt und im Verhältniß zum Durchſetzquanto mehr Koaks gebraucht hat.

## V. Die Roharbeit.

Ein großer Theil der Freiberger Schmelzerze iſt ſo arm in Silber und zugleich ſo geringhaltig an Blei, daß er ſich für eine unmittelbare Verbleiung nicht eignet, weil dazu ein im Verhältniß zur Silbermaſſe und ihrem Werthe zu großer Aufwand von Zuſchlagblei nöthig ſeyn würde.

Solche Erze unterwirft man zunächſt der Roharbeit, d. h. man zieht ihren Silbergehalt zuerſt durch Schwefelkies aus und concentrirt ihn in einem aus dem Kieſe und den übrigen Schwefelmetallen der Beſchickung gebildeten Steine, dem Rohſtein.

Jedoch muß dieſe Concentration in engen Schranken bleiben, wenn nicht große Silberverluſte entſtehen ſollen und es ſcheint, als ob zwiſchen 4 und 6 Loth Silber im Centner Rohſtein die Grenze liege, die nicht ungeſtraft überſchritten werden darf.

Ein Grund für die Nothwendigkeit, nicht zu reichen Rohſtein zu erzeugen, liegt ſchon darin, daß in den abgeſetzt werdenden Schlacken unvermeidlich Rohſteintheilchen mechaniſch zurück bleiben, alſo der Silbergehalt der Schlacken und der mechaniſche Silberverluſt mit dem Silbergehalt des Steins ſteigt. — Der zweite Grund liegt aber in dem Umſtand, daß zu Erzielung reicherer Steine bei gleichem Silbergehalte der Beſchickung in letzterer weniger Kies vorhanden ſeyn muß und es dadurch um ſo leichter möglich wird, daß Silberpartikeln dem auffammelnden Schwefelmetall entgehen können. Dieſes unausgezogen verbleibende Silber vereinigt ſich dann nur zu wahrſcheinlich mit der in Maſſe vorhandenen Kieſelerde zu einem chemiſch in die Schlacke eingehenden Silikate, deſſen Gegenwart nicht ein Mal genügend durch die trockne Probe dargethan werden kann.

Gewöhnlich kommen in die Roharbeit, außer den ärmſten Kieſen, 1—5löthige Erze und der Durchſchnittsgehalt der ganzen Erz- und Kiesbeſchickung beläuft ſich ohngefähr auf 1½—2 Loth im Centner. Aus dieſen Beſchickungen entſteht nun der 4—5löthige Rohſtein, welcher immer noch der Bleiarbeit unterworfen werden muß.

In ökonomiſcher Beziehung erſcheint daher die Roharbeit als ein höchſt unvortheilhafter Proceß. Jedoch verhält es ſich ſo nicht, da der Rohſtein nachher bei der Verbleiung eine ganz andere Rolle als das Erz von gleichem Silbergehalt ſpielt. Er befördert auf eine auffallende Weiſe das Schmelzen der zu verbleienden Erze, ſchützt einen großen Theil des Bleies gegen Verſchlackung, vertritt den theuern Zuſchlag an Präcipitationsmittel und macht durch dieſes Alles reichlich wieder das gut, was ſeine Erzeugung koſtete.

Die Roharbeit, durch welche jährlich über 8000 Mark Silber aus armen Erzen in den Steinen angeſammelt werden, iſt demnach ſo lange von günſtigem Einfluß auf die Oekonomie der Freiberger Werke, als die Rohſteinbildung in einem gehörigen Verhältniß zur Bleiarbeit bleibt und ſie gewinnt noch mehr an Nutzen dadurch, daß ſie zugleich die beſte Gelegenheit zu einer koſtenloſen Umſchmelzung der gehaltreichen Bleiarbeitsſchlacken darbietet.

Die Rohbeſchickungen beſtehen durchaus aus ungeröſteten Erzen, mit ſo vielem Kieſe, daß die Beſchickung in der Tutenprobe zwiſchen 45 und 50 Procent Rohſtein gibt.

Digitized by Google

Der beſſere oder ſchlechtere Erfolg der Arbeit hängt viel mit von der jedesmaligen Beſchaffenheit des kieſigen Beſchickungsbeſtandtheils ab, welcher faſt nie aus Schwefelkies allein, ſondern auch noch aus andern ſteinbildenden Mineralien beſteht. — Die beſten Dienſte leiſten kupferkieshaltige Schwefelkieſe, da der Kupferkies dem Schwefelkies eine ſtärkere Kraft im Betreff der Silberanſammlung mittheilt, ohne die Produkte zu verderben, wogegen ein Gehalt an Arſenikkies und Zinkblende nicht nur dieſe Anſammlungskraft ſchwächt, ſondern auch außerdem viel Silber ins Freie führt und auf alle nachfolgenden Proceſſe einen ſtörenden Einfluß ausübt.

Der Magnetkies leiſtet bei der Roharbeit ziemlich denſelben Effekt wie der Schwefelkies, obgleich er weniger Schwefel als dieſer enthält und ſelbſt der rohe Rohſtein läßt ſich wieder als Kies benutzen, in ſofern er nämlich arm und alſo noch einer gefahrloſen Anreicherung fähig iſt.

Man wendet ferner rohe Rohſteinzuſchläge an und zwar: 1) wenn der Schmelzgang zu ſaiger und darum zu ſtreng und langſam geht; 2) wenn es an Kieſen fehlt; 3) wenn auf die gewöhnliche Art mit Kieſen mehr Rohſtein erzeugt wird, als die Bleiöfen verlangen und endlich 4) wenn der für dieſe Fälle zu Gebote ſtehende Stein nicht ſchon zu ſilberreich iſt und noch größere Anreicherung ohne bedeutende Silberverluſte verträgt.

Der Zuſchlag von Bleiſchlacke, welcher dem Gewichte nach gewöhnlich eben ſo viel, oft auch noch mehr beträgt, als das Erz, incl. des Kieſes, iſt ein höchſt wichtiges Hilfsmittel bei der Roharbeit.

Man ſetzt dieſe Schlacken nicht etwa blos wegen ihres Gehalts von $\frac{1}{8}$—$\frac{1}{4}$ Loth Silber im Centner oder wegen ihres kleinen Bleigehalts zu, obgleich es allerdings auch die Abſicht iſt, davon noch ſo viel als möglich auszubringen, ſondern hauptſächlich aus dem Grund, um durch ſie die große Maſſe der Bergarten aufzulöſen und zu verſchlacken.

Sind Bleiſteinſchlacken vorhanden, ſo werden dieſe ebenfalls als Zuſchlag bei der Roharbeit angewendet und ſie ſind noch wirkſamer als die Bleiſchlacken, da ſie mehr Eiſenoxydul enthalten, nur darf man ſie nicht in zu reicher Menge zuſchlagen, weil ſie zu ſchnell und zuweilen, ehe noch die Erden der Beſchickung ſo weit vorbereitet ſind, daß ſie ſich damit verbinden können, den Schacht durchlaufen.

Auch die Schwarzkupferſchlacken, welche jedoch nur in geringer Frequenz vorkommen, gelangen zuweilen auf die Rohſchicht, wohin zugleich das Ausbrenngekrätz und der Flugſtaub von den vorausgegangenen Rohkampagnen zurückgegeben werden.

Wenn eine Rohſchmelzkampagne beginnen ſoll und der Ofen gehörig zugeſtellt iſt, ſo wird derſelbe mit ſeinem Vor- und Stichheerd zuvörderſt vier bis fünf Stunden mit Torf abgewärmt und dann der Schacht bis über die Hälfte mit Holzkohlen ausgefüllt. Von dem Grade des Abwärmens des Vorheerds hängt es dann vorzüglich ab, ob der Anfang des Schmelzens mit einer ſtärkern oder ſchwächern Bühnenbildung beläſtigt ſeyn wird, da das Erſcheinen der Bühnen (Schlacken- und Steinmaſſen, die ſich mit den Vorheerdwänden verkruſtet haben) vorzüglich der Gegenwart von Feuchtigkeit zuzuſchreiben iſt.

Ehe das Aufgeben von Schichtmaſſe und Koaks beginnen kann, muß erſt durch Voranſendung von dazu geeigneter Schlacke der Grund zur Naſe gelegt werden. Dieſelbe wird aus erkalteter Schlacke formirt und bildet nicht blos eine Umhüllung der Form, ſondern zugleich auch eine künſtliche Verlängerung derſelben, indem ſie ſich rinnenförmig noch 1—1½ Fuß vom Formrüſſel hinein erſtreckt. Zu ihrer Erzeugung trägt ſehr weſentlich die niedrige Temperatur bei, welche der eingeblaſene Windſtrom im Augenblick der Einſtrömung beſitzt und ſo kömmt es denn auch, daß bei Anwendung der heißen Gebläſeluft die Haltung der Naſe ſchwieriger iſt und durch eine ſtrengere Beſchickung unterſtützt werden muß.

Der Nutzen einer richtig geführten Naſe iſt mehrfach. Sie bewahrt erſtens die Form gegen vorzeitige Zerſtörung, indem ſie dieſelbe gegen die Schwefeldämpfe ſchützt, welche ohne das Daſeyn der Naſe ſchnell die Form zerſtören und zum Abſchmelzen bringen würden. — Sie bewahrt zweitens die Brandmauer gegen die zu heftige Einwirkung des Feuers, weil durch ſie der Punkt, wo der Gebläſeſtrom die Koaks- und Schichtſäule trifft und von dieſer zurückprallt, weiter in den Ofen hineingelegt und mehr von der Brandmauer entfernt wird. Fehlt die Naſe, ſo zeigt ſich bald Feuer in Brandmauer und Formgewölbe, welche ganz durchbrannt werden können. — Sie verhütet drittens das gewaltſame Herauswerfen glühender Maſſen durch die Form. — Viertens dient die Naſe dazu, daß der Schmelzer durch ſie mit ziemlicher Leichtigkeit den Wind zu jeder Zeit auf diejenigen Stellen leiten kann, wohin er ihn gerade zu haben wünſcht. — Es geſchieht dieſes durch den Formſpieß, womit die Naſe gerichtet wird und womit man in ſolche die zur richtigen Vertheilung der Luft nöthigen Oeffnungen einſtößt, wie es das augenblickliche Bedürfniß erfordert. — Fünftens wird durch die Naſe die Schichtſäule in ihrem zu ſchnellen Niedergang in den Schmelzraum etwas gehemmt. Sie vertritt gleichſam die Stelle der Raſt und bewirkt ſonach wahrſcheinlich eine beſſere Vorbereitung zum Schmelzen. — Endlich ſechſtens gewährt die Naſe den großen, vorzüglich bei Schliechſchmelzen ſehr ſchätzbaren Vortheil, daß ſie die Beſchickung weniger vom Windſtrahl treffen läßt,

ſondern dieſelbe nöthigt, mehr in den Ofenwinkeln nieder zu gehen, wo ſie weniger abgekühlt wird und dem mechaniſchen Fortreißen ihrer feinſten Theile weniger ausgeſetzt iſt.

Die Naſe hält ſich nie ganz gleich und muß deshalb immer ins Auge gefaßt und nach ihr die Ofenbedienung regulirt werden. Wird ſie im Laufe des Schmelzens zu kurz, ſo daß der Ofen in ſeinem vorden Theile zu wenig arbeitet und die Brandmauer zu viel Feuer erhält und iſt ſie durchlöchert oder in ihrer vordern Oeffnung zu weit und zu hell, ſo verſtärkt man den Schichtſatz gegen den Koakſatz oder ſetzt auch wohl einen Trog Naſenſchlacken ſcharf an das Mittel der Brandmauer. Iſt dagegen die Naſe zu lang und dabei dunkel und feſt geworden, ſo muß wo möglich das Ueberflüſſige mit dem Formſpieß (Räumeiſen) abgeſtoßen und das weitere Anwachſen dadurch verhindert werden, daß man beim nächſten Aufgeben zuerſt den Koak auf den Ofen bringt und vom Schichtſatz etwas abbricht. — Bei zu ſtarkem Ueberhandnehmen der Naſe kann man ſich auch durch einige leere Koakgichten ohne Schicht oder durch etwas rohen Rohſtein oder Schwefelkies helfen, welche man an der Brandmauer niedergehen läßt, um die Naſe zum Theil aufzulöſen.

Eine innige Vermengung des Brennmaterials mit der Beſchikkung darf nicht Statt finden, denn man würde hierdurch nur die Beſchickungsſtoffe behindern, ſich gegenſeitig genugſam zu berühren und aufzulöſen. Auch iſt die unmittelbare Bewegung der zu reducirenden Metalloxyde mit der Kohle zur Reduktion nicht nöthig, da dieſe Reduktion ſchon durch das ſich bildende Kohlenoxydgas hervorgebracht wird, welches die Beſchickung an allen Stellen durchdringt.

Bei einem richtigen Ofengange bilden zwei Tröge Schicht (Beſchickungsmaſſe aus Erz, Kies, Schlacken ꝛc. beſtehend) und ein kleines Schienfaß Koak ein Geſetz, dagegen drei unmittelbar auf einander folgende Geſetze gewöhnlich ein Aufgeben. Es beſteht alſo ein Aufgeben durchſchnittlich aus drei Schienfäßern Koaks und ſechs Trögen Schicht und da ein Schienfaß Koak bei der Roharbeit circa 24 Pfd. und ein Trog Rohſchicht circa 47 Pfd. wiegen, ſo hat demnach 1 Pfd. Koak 3,9 Pfd. Schichtmaſſe zu tragen.

Je nachdem der Ofen mehr oder weniger fördert, gehen ½ bis ¾ Stunden zwiſchen dem einen Aufgeben und dem andern auf, indeſſen darf der Ofen nie über die Gebühr niedergehen, weil ſonſt Flamme aus der Gicht ſchlägt und Metallverbrand entſteht. In dieſem Fall muß ſogleich Waſſer auf die Gicht gegoſſen werden, um das Feuer dort zu erſticken.

Gewöhnlich erfordern drei Geſetze oder ein Aufgeben 1½ Elle Platz von der Gicht weggemeſſen und der Arbeiter ſchreitet zum friſchen Aufgeben, wenn der Satz bis ſo weit niedergegangen iſt. — Zeigt der Ofen viele Neigung, mit heller Gicht zu gehen, ſo thut

man immer am beſten, nicht mehr als nur zwei Geſetze hinter einander aufzutragen, um das häufige Waſſergießen zu vermeiden, welches auch wieder ſeine Nachtheile hat, denn es verurſacht ein Anſchmieren der Koaks, die dann, im Vergleich gegen die Schichtmaſſe, zu langſam niederſinken.

Die Schicht wird an die Brandmauer geſetzt und zwar davon in jede Ecke ein Trog, die Koaks aber kommen mehr gegen die Stirnwand und müſſen den ganzen übrigen Theil der Gichtfläche ausfüllen. — Auf dieſe Art geht bei den Freiberger Oefen das Schmelzen am beſten.

Die angegebenen Satzverhältniſſe erleiden, wie ſich ſchon aus dem Vorhergegangenen ergibt, oft einige Abänderungen, je nachdem die jedesmalige Beſchaffenheit der Naſe es verlangt, welche vor jedem Aufgeben erſt unterſucht werden muß. Zuweilen, wenn der Ofen ungleich arbeitet, iſt es ſelbſt nöthig, in die eine Branddecke mehr Schicht als in die andere zu geben und in dieſem Falle ſetzt man ſtets da zuerſt auf, wo die meiſte Schicht verlangt wird. Auch kömmt, wenn es ſehr friſch geht, der Fall vor, daß man Rohſchlacken ſtatt der Bleiſchlacken anwendet. Solche Unregelmäßigkeiten erſtrecken ſich jedoch nur über weniger Geſetze.

Auch das Anſehen der Bruſt gibt einiges Anhalten. Schlägt die Flamme nicht gehörig durch und iſt der Schein aus dem Lichtloch in der Bruſtwand mehr düſter als hell, ſo krankt der Ofen. Er hat ſich in ſeinen vordern Theilen mit Schichtmaſſe verſetzt und in den meiſten Fällen fehlt es dann an genugſamer Naſe, obſchon eine zu große Länge derſelben dieſe Erſcheinungen ebenfalls hervorbringen kann.

Am liebſten ſieht man es, wenn die aus der Bruſt ſchlagende Flamme weiß und ohne Rauch iſt. — Letzterer iſt immer ein Zeichen krankhaften Zuſtands, eben ſo wie eine dunkle Flamme, die, wenn ſie röthlich iſt, vorzüglich auf ſtarken Kohlenverbrand hindeutet.

Die größte Vorſicht hat der Schmelzer beim Anfang der Kampagne zu beobachten, wo dem Ofen noch die gehörige Hitze fehlt und wo leicht ein Verſetzen eintreten kann, deſſen Folgen oft lange nachhalten. Das Gebläſe darf nicht gleich mit voller Kraft wirken, weil es ſonſt bei der noch nicht genugſam flüſſigen Beſchaffenheit der Schlacken zu leicht ein Kaltblaſen und einen zu ſtarken Naſenanſatz bewirken würde. Nur erſt wenn das Ofengemäuer aufhört Hitze zu abſorbiren, wenn der Schmelzraum ſich hinreichend mit glühenden und flüſſigen Maſſen ausgefüllt und die Temperatur ihre richtige Höhe erreicht hat, darf der Wind mit ſtärkerer Kraft eingeführt werden.

Das Schmelzen der Beſchickung beginnt ſchon 10—12 Zoll über der Form, wird unmittelbar vor dieſer vollendet und der

Raum unter derſelben in der Spur dient blos zur Anſammlung der geſchmolzenen Schlacken und des Steins. Letzterer ſenkt ſich vermöge ſeiner ſpecifiſchen Schwere durch die Schlacken hindurch, verbreitet ſich auf dem Boden der Spur bis in den Vortiegel des Vorheerds und läßt die Schlacke als eine gegen den Gebläſeſtrom ſchützende Decke über ſich.

Je höher der Stein im Vortiegel anſteigt, je mehr wird die Schlacke in die Höhe gedrängt, bis ihre Oberfläche das Niveau des höchſten Punkts der Schlackengaſſe erreicht, auf welche man ſie nach Abhebung der oberſten erſtarrten Rinde ablaufen läßt. Wenn endlich der Stein ſo hoch im Vortiegel angedämmt iſt, daß nur noch eine dünne Schlackenſchicht darüber liegt, durch welche viele kleine ſpitzige Flämmchen von blauer Farbe durchſchlagen, ſo ſchreitet man zum Abſtechen.

Man trägt vorher noch ein Mal Schicht und Koaks auf und verſtopft dann die Formmündung mit Lehm, damit kein Wind in den Ofen gehe, reinigt den Stichheerd, ſtreicht und hebt mit der Löſchſchaufel ſo weit als thunlich die Schlacken ab und öffnet nun das Stichloch mit dem zuvor an der Spitze glühend gemachten Stecheiſen oder, wenn dieſes nicht hinreichen will, mit dem Stechbohrer. — Der flüſſige Stein fließt nun in den Stichheerd, welcher auf das Sorgfältigſte abgewärmt ſeyn muß, wenn nicht gefährliche Erploſionen entſtehen ſollen.

Iſt der Abſtich auf dieſe Art erfolgt, ſo wird ein hölzerner Pfropf mit dem Pfropfſpieß in die Oeffnung geſchoben und nachher mittelſt eines Stopfholzes durch Fäuſtelſchläge vollends bis an die Stelle getrieben, wo das Stichloch an den Vortiegel grenzt. Dieſer Pfropf reicht hier hin, um einen neuen Verſchluß zu geben. Er verkohlt zwar, doch um und zwiſchen ſeinen verkohlten Ueberreſt legt ſich ſchnell eine Kruſte von erkalteter Stein- und Schlackenmaſſe, welche den Verſchluß vollſtändig macht. —

Nach dem Stopfen des Stichlochs unterſucht man mit langen Eiſen die Spur, ſtößt die ſich dort und im Vorheerd angelegt habenden Geſchüre und Bühnen los und reinigt Ofen und Vortiegel von dieſen Ausfüllungen. Dieſe werden zuvörderſt auf die Schlackengaſſe geworfen, um dort abzukühlen, dann zerklopft und wieder auf die Schicht gegeben. Daſſelbe geſchieht auch mit den letzten Schlacken, in denen ſich noch viel Rohſtein befindet. — Man beſſert jetzt noch den Vorheerd mit friſchem Geſtübbe aus, wirft glühende Kohlen hinein, öffnet die Form und läßt das Schmelzen fortſetzen.

Der im Stichheerd ſtehende Rohſtein erkaltet während dem nach und nach von oben herein und wird in dieſer Maſſe ſcheibenweiſe mittelſt einer Furkel und einer Walze ausgehoben. Die Scheiben werden hierauf in Stücken zerſchlagen und auf die Röſtplätze gelau-

ſen. Bei dieſem Zerſchlagen wird zugleich die oberſte Scheibe von der noch aufſitzenden Schlacken= und Geſchurmaſſe gereinigt.

Gewöhnlich erfolgt der erſte Stich circa acht Stunden nach dem Anlaſſen des Ofens, dann aber ſticht man in der Regel alle ſechs Stunden ein Mal ab, ſo daß in 24 Stunden vier Stiche Statt finden. Jeder Stich gibt fünf auch ſechs Scheiben von zuſammen 3—4 Ctr. Gewicht.

Die Dauer einer Rohſchmelzkampagne iſt ſehr verſchieden und richtet ſich ganz nach der Beſchaffenheit des Ofens und nach andern augenblicklichen Umſtänden. Höchſt ſelten bläſt man ſchon vor dem Vierteljahr aus, häufig ſetzt die Kampagne zwanzig und mehr Wochen fort und es iſt ſchon ein ein= und zweijähriges Rohſchmelzen vorgekommen. — Allerdings muß auch hierbei Maas gehalten werden, damit ſich nicht die Vortheile des ſeltenen Ausbrennens oder Ausblaſens in Nachtheile verwandeln.

Beim Ausbrennen läßt man dem letzten Schichtſatze noch einige Schlackenſätze folgen, durch welche Alles, was etwa noch von Erz und Stein im Schacht hängt, aufgeſammelt wird. Man vermeidet hierdurch zugleich auf andere Weiſe einen großen mechaniſchen Erzverluſt, welcher nothwendig entſtehen müßte, wenn man mit Erzſätzen ſchließen wollte, da dann die Flamme, welche beim Niederbrennen ſehr heftig aus der Gicht ſchlägt, viel von dem Erze mit ſich fortreißen würde.

Wenn der Ofen nach vier bis fünf Stunden ziemlich nieder iſt, wird abgeſchützt und zum letzten Mal abgeſtochen, dann aber die Bruſt eingeſtoßen.

In dem Schmelzraum finden ſich nun eine Menge Ofenbrüche, viele Centner von Gewichte betragend. Es ſind Schwefelverbindungen des Zinks, des Bleies ꝛc., welche man vorzugsweiſe Geſchure nennt. — Die meiſten dieſer Ofenbrüche werden im kalten Zuſtande ſehr feſt und ſchwer gewinnbar, daher man von ihnen, wenn ſie noch glühend und weich ſind, mit Brechſtangen und Böhrern los macht, was möglich iſt. Der verbleibende ſehr bedeutende Reſt wird nach dem völligen Erkalten des Ofens mit vieler Mühe ausgeſchlagen.

Das alte Geſtübbe wird ausgekrählt und geſiebt und davon das Durchgeſiebte wieder dem friſchen Geſtübbe beigemengt, das Grobe aber, in welchem ſich noch Schlacken= und Steintheile befinden, wird geſammelt, gröblich gepocht und ſodann durchgeworfen.

Der oft ſehr bedeutend zerſtörte Ofen wird hierauf wieder durch Auszwickung der ſchadhaften Stellen mit kleinen Steinen in ſeine erſten Dimenſionen zurückgebracht und dann aufs Neue regelmäßig mit Geſtübbe zugeſtellt.

Die Betriebsausfälle der Roharbeit bleiben ſich nicht gleich. Die Beſchickungen werden ärmer und reicher, ſtrenger und leicht-

flüſſiger, blendiger und rein kieſiger, wie es gerade die Lieferungs- verhältniſſe mit ſich bringen und ebenſo ſind auch die Koaks bald mehr, bald weniger geeignet, die Erlangung guter Erfolge zu be- günſtigen.

Von einer Schichtmaſſe, die aus circa
50 Prozent Beſchickung und
50 „ Schlacken
beſteht, können in 24 Stunden noch nicht 60, es können aber auch über 80 Ctr. durchgeſchmolzen werden und von 100 Ctrn. Erz und Kies können abwechſelnd von kaum 30 bis gegen und über 50 Ctr. Rohſtein fallen.

Auch der Koakaufgang ſteigt und fällt, doch kann man ihn durchſchnittlich auf 1 Ctr. Erz und Kies bei kalter Gebläſeluft zu 1 Scheffel oder 75 Pfd. annehmen. Bei Anwendung der heißen Gebläſeluft iſt bis jetzt immer das tägliche Durchſetzquantum und vorzüglich die durchgeſetzte Erz- und Kiesmaſſe anſehnlich geſtiegen und noch auffälliger iſt die Koakerſparniß geweſen, welche bei ziem- lich gleichen Beſchickungen zwiſchen 30 und 40 Prozent betragen hat, wogegen der Heitzungsaufwand nur gering geweſen iſt.

Die prozentalen Metallverluſte fallen bei der Rohar- beit groß aus, weil bis jetzt die in den abgeſetzt werdenden Roh- ſchlacken verbleibenden Metalle als rein verloren haben betrachtet werden müſſen. Die Beſtimmung dieſer Verluſte iſt vorzüglich we- gen der vielen dabei vorkommenden Produktenproben und der vorher nöthigen genauen Ausmittlung jeder Art von Metallremedien ſchwie- rig und wird immer nur approximativ bleiben.

Der Silberverluſt ſchwankt zwiſchen 12 und 18 Prozent; die reichliche Hälfte dieſes Silbermangels ließ ſich in den abgeſetzten Schlacken nachweiſen, die bei gleich vollkommner Schmelzung um ſo ärmer ſind, je ſaigerer die Arbeit ging und je geringhaltiger der ausgebrachte Rohſtein war. Der Reſt des fehlenden iſt wahrſchein- lich durch Verflüchtigung verloren gegangen.

Der Bleiverluſt kömmt bei der Roharbeit nicht ſehr in Be- tracht, da die Rohbeſchickungen nie viel Blei enthalten dürfen. Blos durch die zugeſchlagenen Bleiſchlacken und einige wenige Erze kömmt von dieſem Metall etwas in die Roharbeit, aber kaum ſammelt ſich bei der heftigen Hitze und dem ſtarken Gebläſe des Rohofens davon die Hälfte wieder im Rohſtein an. Das Meiſte verraucht.

An Kupfer ſind die Rohbeſchickungen gewöhnlich ſehr arm und das wenige Kupfer, was ſich darinnen findet, wird ziemlich vollſtändig in den Rohſtein gebracht.

## VI. Das Zubrennen des Rohſteins.

Um den Rohſtein durch Blei — entweder für ſich allein bei der Glättrohſteinarbeit oder in Gemeinſchaft mit Erzen bei der Bleiarbeit — zu entſilbern, muß man vorher die in ihm befindlichen negativen Beſtandtheile, Schwefel und Arſenik, möglichſt zerſtören, ſo wie gleichzeitig die Hauptbaſe des Produkts, das Eiſen, durch Oxydation verſchlackungsfähig machen.

Es kömmt, wie bei Betrachtung der Bleiarbeit klarer werden wird, vorzüglich darauf an, die Menge der Schwefelmetalle im Rohſtein, ohne ihren Silbergehalt aufs Spiel zu ſetzen, zu vermindern und dieſes geſchieht, indem man den größten Theil derſelben unter Entfernung des Schwefels oxydirt und dadurch verſchlackungsfähig macht.

Das Zubrennen der Rohſteine geſchieht in offenen Röſtſtätten von 14—15 Ellen Länge und 6—7 Ellen Breite.

Die Röſtſtätten ſind mit niedrigen, 1—1½ Ellen hohen Mauern eingefaßt. An der einen kurzen Seite iſt in der Mauer ein Eingang gelaſſen, in der entgegengeſetzten kurzen Mauer aber befinden ſich einige Zuglöcher. Die Sohle beſteht aus Bruchſteinen, welche auf die hohe Kante geſetzt und deren Fugen gut mit kleinen Steinchen ausgezwickt ſind. Dieſes Pflaſter, welches bei bedeckten Röſtſtätten gegen fünf Jahr und bei offenen zwei bis drei Jahr brauchbar bleibt, wird mit einer Lehmbrühe übergoſſen und dadurch jeder Zwiſchenraum vollends ausgefüttert, dann aber iſt 2 Zoll hoch Kohlenlöſche auf die Sohle geſchlagen, um zu verhüten, daß mit der letztern ſchmelzende und auslaufende Steintheile zuſammenkommen, welche ſonſt in die Sohle eindringen und feſt mit dieſer verwachſen würden. Bei jedem neuen Roſte wird etwas friſche Löſche aufgeſtreut.

Es wird weiches geſpaltenes Scheitholz von 1½ Elle Länge genommen und davon zu jedem Roſte ¼ Schragen = 108 Kubikfuß gebraucht. Dieſes Holz wird ſo gelegt und über die Fläche der Stätte vertheilt, daß das Bett eine kleine Wanne bekömmt, indem man es an den beiden langen Seiten etwas höher aufſchichtet, als in der Mitte.

Auf ein ſo vorgerichtetes Bett werden 350, 400, ja wohl 500 Ctr. roher Rohſtein aufgeſtürzt und um das Herunterfallen der Steine zu verhüten, wird an den kurzen Seiten des Roſts eine Mauer von ſchon druſig zugebranntem Stein errichtet. Das Holzbett wird durch vorgeworfene glühende Schlacken in Brand geſteckt. Es verzehrt ſich bald, aber der Stein brennt vermöge ſeines Schwefelgehalts noch viele Tage allein fort.

Hat das Feuer aufgehört und iſt der Roſt kalt geworden, ſo bringt man ihn auf ein zweites, eben ſo vorgerichtetes Holzbett und wenn der Stein auch hier nicht mehr brennt, noch auf ein drittes.

Im erſten Feuer erfolgt das Röſten ſehr lebhaft, weil noch der volle Schwefel vorhanden iſt, aber die Hitze kann auch leicht zu hoch ſteigen und der Stein ganz gegen die Abſicht ſchmelzen. Die richtige Temperatur hängt indeſſen weniger von der Größe des Holzbetts, als von der Spannung der Hitze im Roſt ab, denn die meiſte Wärme wird nicht durch das Unterzundholz, ſondern aus dem brennenden Steine ſelbſt erzeugt und es kömmt daher inſonderheit darauf an, die Hitze nicht zu ſehr im Roſte zu concentriren und aufzuhalten. Dies geſchieht, indem man in das erſte Feuer keinen zu klar geſchlagenen Stein bringt, ſo daß genugſame Oeffnungen zum richtig ſchnellen Entweichen der Wärme bleiben.

Im zweiten Feuer walten ſchon ganz andere Verhältniſſe ob. Ein großer Theil des Schwefels iſt bereits als ſchwefelichte Säure entflohen, der Stein hat nicht mehr die große Neigung zum Schmelzen, entwickelt unter gleichen Umſtänden nicht mehr die Hitze wie vorher und ſein Schwefel, ſo wie ſein Arſenik trennen ſich jetzt ſchwerer von der Hauptmaſſe, da die Atome entfernter von einander liegen und ſich nicht gegenſeitig zur Verflüchtigung anreitzen. — Die ſich entwickelnde Wärme muß darum mehr im Roſte zuſammengehalten werden und deshalb zerſchlägt man die groben Steinſtuffen vorher, gibt ihnen friſche Bruchflächen und wirft überdies noch die Kläre auf die Oberfläche des Haufens, damit ſie ſich in die Fugen füttern und den Luftzug hemmen. Uebrigens werden die im erſten Feuer am roheſten gebliebenen Steine beim zweiten Feuer unmittelbar auf das Holz gelegt.

Im dritten Feuer treten alle die Gründe, welche zu beſſerer Zuſammenhaltung der Hitze nöthigen, noch mehr hervor und die Steine kommen theils deshalb, theils um ihnen neue Außenflächen zu geben, in noch kleinerem Format in den Roſt. Auch dies Mal werden die roheſten Stuffen zunächſt auf das Holz und die klaren Theile auf die Oberfläche des ganzen Haufens geworfen, diejenigen Theile aber, welche man ſchon als gut geröſtet befindet, gar nicht erſt mit auf den Roſt gegeben.

Eigentliche dichte Decken von Kläre, ſo wie Einſchichtungen von Holzkohlen zwiſchen die Steine, wie an mehrern andern Orten bei den letzten Feuern angetroffen werden, ſind bei den ſehr ſtarken Freiberger Röſten nicht nöthig, wo durch die Menge der vielfach über einander liegenden Stuffen der Zug eben ſo gehemmt und die Hitze eben ſo concentrirt wird, als es durch jene Mittel geſchehen kann.

Aus dem dritten Feuer gehen in der Regel die Steine genugſam geröſtet hervor und was davon etwa noch zu roh erſcheint,

wird ausgehalten und unter den zweifeurigen Stein zurückgegeben.

Je nachdem man die Röſte ſtärker oder ſchwächer macht, gehen in Freiberg zu ein Centner Rohſtein bei allen drei Feuern in Summe 0,7 bis 0,9 Kubikfuß fichtenes Scheitholz auf. Steinkohlen haben beim Zubrennen das Holz nie ganz erſetzen können und man hat immer noch eine bedeutende Menge Unterzündholz nöthig gehabt. Auch erfolgte das Zubrennen mit Steinkohlen ungleichförmiger, indem die ihnen zunächſt liegenden Steine zu heftiges Feuer erhielten, während ein anderer Theil noch zu roh blieb. Dieſes und der Umſtand, daß auch eine Menge erdiger Steinkohlenrückſtand unter das Produkt kam, wodurch letzterer unrein und abermals weniger vortheilhaft für die Bleiarbeit wurde, entſchieden für die gänzliche Weglaſſung der Steinkohlen aus den Roſtbetten.

Die Zeit, welche zu dem Zubrennen der Rohſteine aufgeht und der Erfolg des Zubrennens ſelbſt iſt ſehr mit abhängig von der Witterung. Heftige und anhaltende Regengüſſe halten das Feuer auf und können anſehnliche Verluſte hervorbringen, indem ſie die Röſte auslaugen und ſogar Silbervitriol mit fortwaſchen. Aber auch Stürme ſind nachtheilig, indem ſie das Brennen zu ſehr beſchleunigen, das Feuer nach einzelnen Gegenden des Roſtes hinleiten, wo es mit zu großer Gewalt wüthet und den Stein zum Schmelzen bringt, während die übrigen Theile des Roſtes nur höchſt unvollkommen durchbrennen.

Dieſe Witterungsverhältniſſe können das Zubrennen ungewöhnlich aufhalten und eben ſo auch ungewöhnlich beſchleunigen, wodurch zuweilen das erſte Feuer ſchneller zu Ende kömmt, als das letzte, obgleich bei gleichen Umſtänden gerade das Gegentheil Statt findet. Durchſchnittlich aber kann man annehmen, daß ein Roſt, um drei Mal zugebrannt und von einer Stätte in die andere gebettet zu werden, einen Zeitaufwand von 60—70 Tagen erfordert. — In den meiſten Fällen erſetzt der beim Zubrennen hinzutretende Sauerſtoff den Gewichtsverluſt durch das Entweichen der flüchtigen Beſtandtheile nicht ganz und es findet ein kleiner Abgang ſtatt, welcher ſich jedoch nicht gleich bleibt.

Der gut zugebrannte Rohſtein hat, wenn er nicht mit Vitriolen beſchlagen iſt, ein dunkel blaugraues, knolliges und knospiges Anſehn, iſt glanzlos, leicht zerbrechlich und gibt ein ſchwarzbraunes, dem Magnet folgſames Pulver. In dem Innern der Stuffen finden ſich gewöhnlich noch kleine rohe Kerne, welche nachher bei der Bleiarbeit das Meiſte zu der Erzeugung des Bleiſteins beitragen und nicht gut zu vermeiden ſind, ohne das Eiſen in der übrigen Umgebung zu hoch zu oxydiren. Zinkblumen auf der Oberfläche der Röſte gehören zu den nicht ſeltenen Erſcheinungen.

Der Silberverluſt beim Zubrennen ſcheint, durchſchnittlich genommen, ziemlich unbedeutend zu ſeyn. Bei darüber angeſtellten Verſuchen hat man gefunden, daß er noch nicht 1 Prozent von dem ins Röſten gegebenen Silber beträgt. — Freilich können bei der höchſt ungleichen Vertheilung dieſes Metalls im Stein ſelbſt große Generalproben etwas täuſchen.

## VII. Die Bleiarbeit.

Die Bleiarbeit iſt der Hauptproceß bei den Freiberger Schmelzhütten. —

Ueber 50,000 Ctr. der beſſern Erze und über 30,000 Ctr. der zugebrannten Rohſteine werden gemeinſchaftlich jährlich dieſer Schmelzung unterworfen, deren Hauptzweck es iſt, das Silber in jenen Erzen und Steinen durch Blei auszuziehen und im Blei anzuſammeln. Die Bleiarbeitserze beſtehen a) aus ſogenannten Dürrerzen von mehr als 5 Loth Silbergehalt, in denen wenig oder kein Blei und Kies vorhanden iſt; b) aus nicht zu ſilberarmen bleiiſchen Erzen von 16—20 Prozent Blei; c) aus den eigentlichen, meiſt ſilberhaltigen Bleiglanzerzen, von mehr als 30 Prozent bis zum höchſten Bleigehalt und d) aus ſilberhaltigen, doch wo möglich nicht zu kupferreichen Kupfererzen.

Kupfererze von mehr als 6 Prozent Kupfergehalt — vorausgeſetzt, daß ſie nicht zu ſilberhaltig ſind — ſchließt man hiervon aus, um das Werkblei nicht zu kupfrig zu machen. Dieſe werden für eine ſpätere Arbeit (die Bleiſteinarbeit) aufgehoben, wodurch zugleich ihrem Kupfergehalt das Durchgehen durch ein Schmelzfeuer und mehrere Röſtfeuer erſpart wird.

Die oben genannten Erze werden in ſolchen Verhältniſſen zuſammengemengt, wie es die Lieferungen und Vorräthe mit ſich bringen, daher auch die Erzbeſchickungen immer und oft bedeutend variiren. Durchſchnittlich ſucht man indeſſen in letztern wo möglich einen Gehalt von nicht weniger als 8 Loth Silber im Centner herzuſtellen, wogegen der Bleigehalt von 20—35 Prozent wechſelt. Der Kupfergehalt vertheilt ſich bei den wenigen Kupfererzen dermaaſen, daß z. B. in einem der letzten Jahre nicht mehr als 0,02 Prozent Kupfer auf 1 Ctr. Erzbeſchickung kamen.

Man macht die Erzbeſchickungen für die Bleiarbeit in jeder Hütte ſo groß, daß ſämmtliche daſelbſt gangbare Bleiöfen circa vierzehn Tage davon ſchmelzen können und ſchichtet dabei die einzelnen Erze lagenweiſe über einander, ſo daß die eine Hälfte des Bleiglanzes zu unterſt und die andere Hälfte deſſelben in die Mitte der aufgelaufenen Erzmaſſe kömmt. Ehe aber zu der Verſchmelzung ſelbſt geſchritten wird, unterwirft man die Erzbeſchickung einer vorläufigen

## Röſtung.

Obgleich die Röſtung der Bleiarbeitserze mit Koſten und ſelbſt mit einigen Metallverluſten verbunden iſt, ſo haben doch bis jetzt alle Verſuche, dieſen Proceß abzuwerfen, nur aufs Neue zu ihm zurückgeführt und die Ueberzeugung von ſeiner Zweckmäßigkeit noch mehr befeſtigt.

Käme es blos darauf an, den Bleiglanz von ſeinem Schwefelgehalt zu trennen, ſo würde man allerdings der vorausgehenden Erzröſtung nicht bedürfen, ja man könnte ſelbſt dieſen Zweck erreichen, ohne deshalb beſondere metalliſche Eiſenzuſchläge nöthig zu haben, denn der zugebrannte Rohſtein, welcher gemeinſchaftlich mit den Erzen den Ofen paſſirt, würde die Stelle der Eiſengranalien vertreten und das Blei ebenfalls ausfällen. — Daß der zugebrannte Rohſtein dieſes vermag, beweiſt zur Genüge die Bleiarbeit, welche man zu Sala in Schweden betreibt.

Die wohlthätige Wirkung der Bleierzröſtung liegt vorzüglich in der vorgängigen Zerſtörung eines großen Theils Zinks, Antimons und Arſeniks, in der Zerlegung der in den Bleiarbeitserzen vorkommenden Schwefelkieſe und in einer Verminderung des Aggregatzuſtands der einzelnen Erztheilchen. — Die Folgen ſind, daß nachher bei der Bleiarbeit ſelbſt reinere Produkte ausgebracht werden, daß ſich weniger und dafür beſſerer Bleiſtein bildet und daß die Schmelzung leichter geht, weniger Brennmaterial erfordert und friſchere flüſſigere Schlacken gibt, welche der Roharbeit beſſer forthelfen, als es die Bleiarbeitsſchlacken von ungeröſteten Erzbeſchickungen thun würden.

Da übrigens bei geröſteten Beſchickungen die Metalle vollſtändiger im Werkblei angeſammelt werden und ſich weniger in den Nebenprodukten verzetteln, ſo wird dadurch der Silber- und Bleiverluſt beim Röſten ziemlich wieder gedeckt, vielleicht ſogar überwiegend reſtituirt.

Schon ſeit langen Jahren werden die Bleiarbeitserze durchaus in Röſtöfen von der bekannten ungariſchen Konſtruktion abgeröſtet *).

Man wendet dabei nur zur erſten Anfeuerung des Erzes Scheitholz, außerdem aber Schieferkohlen an und gebraucht zu 100 Ctrn. Beſchickung circa $\frac{3}{100}$ Schragen (6,48 Kubikfuß) weiches Scheitholz und 14—17 Scheffel Steinkohlen.

Der Feuerraum, unter dem ein Aſchenfall ſich befindet, liegt an einer der kurzen Seiten des Röſtheerds, von welchem er nur durch eine 5 Zoll hohe Brücke getrennt iſt. Ihm gegenüber, an

---

*) Siehe Karſtens Metallurgie, III. 481 ꝛc.

der andern kurzen Seite des Röſtheerds, liegt der Fuchs, durch welchen der Zug in die Flugſtaubkammern und von da in die Eſſe geht. An der einen langen Seite des Heerds neben dem Schürloch iſt die Arbeitsöffnung, vor welcher ſich eine bewegliche Walze befindet, die beim Arbeiten als Auflage für den Krähl dient. Das Erz kömmt von dem über dem Ofen liegenden Beſchickungsboden durch eine für gewöhnlich verſchloſſene Oeffnung im Gewölbe in den Ofen und durch die Arbeitsöffnung aus demſelben.

Die Trockenheerde, mit welchen man früher die Röſtöfen verſah, ſind außer Gebrauch gekommen, da ſie die Sinter- und Flugſtaubbildung, ſo wie die Arbeit vermehrten.

Zu einer Röſtpoſt werden 5 Ctr. Erzbeſchickung genommen, welche ſenkrecht von dieſer abgeſtochen und vorher über den Kegel gemengt werden und jede ſolche Poſt liegt reichlich vier Stunden auf dem Röſtheerd, worauf ſie ſofort durch eine andre erſetzt wird. Während dieſer Zeit wird ununterbrochen in der Schürhöhle Feuer unterhalten; im Anfang nur wenig, damit ſich nicht zu viele Klümpern erzeugen und damit die Waſſerdämpfe nicht unzerſetzten Bleiglanz mitnehmen, dann etwas mehr, um die Zerſtörung des Zinks, Antimons und Arſeniks zu beſchleunigen und um dem ſich bildenden Bleivitriol und Bleioxyd Gelegenheit zu geben, auf den noch unzerlegt gebliebenen Theil des Bleiglanzes einzuwirken und deſſen Schwefelgehalt als ſchwefelichte Säure flüchtiger zu machen.

So wie die Poſt auf dem Heerd angelangt iſt, wird ſie dort ausgebreitet und hierauf fortwährend mit dem Krählen durchrührt. Es entwickeln ſich zuerſt nur Waſſerdämpfe, denen ſpäter Dämpfe von ſchweflichter Säure folgen. Ohngefähr nach einer Stunde glüht das dem Feuer zunächſt liegende Erz und die Poſt muß nun mit der Krücke und Wendſchaufel gewendet werden, ſo daß das Erz bei der Feuerbrücke den Platz mit demjenigen Erze vertauſcht, welches bis jetzt mehr nach dem Fuchſe hin lag. — Nach dem Wendert wird aufs Neue mit dem Durchkrählen der nun bald zum vollen Glühen und Schwefeln kommenden Poſt fortgefahren. Iſt dieſe ſehr ſchwefelkieſig, ſo brennt ſie größtentheils von ſelbſt fort und bedarf nur noch eines ſchwachen Leuchtfeuers; indeſſen dieſer Fall tritt jetzt ſo ſelten ein, da faſt alle beſſern Erze mit bedeutendem Kiesgehalt zur Amalgamation kommen.

Nachdem man die Poſt noch ein bis zwei Mal gewendet hat und nachdem eine, mit einem Löffel herausgeholte Probe keinen Geruch nach ſchweflichter Säure mehr zeigt, wird das Feuer etwas verſtärkt, einige Zeit nachher aber das Erz aus dem Ofen gezogen.

Die geröſtete Beſchickung hat nun ein erdiges, ſchwarzgraues, oft in das Rothbraune ſpielendes Anſehn und zeigt kaum noch Spuren von unzerlegtem Glanze. Reibt man jedoch eine Probe davon in der Reibſchale auf, ſo kommen wieder metalliſche

Theilchen zum Vorſchein, welche auf ein Zurückſeyn von unzerſetztem Schwefelblei hindeuten. Auch enthält das Erz noch eine Menge Bleivitriol und nur etwa die Hälfte des ganzen Bleinhalts iſt wirklich in freies Oxyd verwandelt.

Durch ein länger fortgeſetztes und ſtärkeres Röſten würde allerdings die Bildung des freien Oxyds noch weiter erfolgen und dadurch die Entſtehung des Bleiſteins beim nachherigen Schmelzen vermindert werden können; allein man fürchtet die Bleiverluſte, welche mit der Dauer der Röſtung und der Stärke der Temperatur ſteigen und ihren Grund in der Flüchtigkeit haben, welche der unzerſetzte Bleiglanz, der Bleivitriol und das ſich in der letzten Periode theilweiſe erzeugende reguliniſche Blei beſitzen.

Ausgeſchloſſen von der Röſtung bleiben übrigens alle ſehr ſilberreichen Erze, welche zuweilen in kleinen Poſten zur Anlieferung kommen. Man ſtreut ſie vor dem Verſchmelzen roh und unmittelbar auf die übrige Bleierzbeſchickung und bringt etwas Waſſer darauf, damit ſie beſſer haften bleiben. — Bei 500—1000löthigen Erzen wird ſogenannte kleine Schicht (ſ. Schlußbemerkung zur Bleiarbeit) gemacht.

Auch hat man in den letzten Jahren oft die leichteſten Erze, in denen ſich wenige oder keine ſteingebenden Beſtandtheile befanden, nicht mit in die Röſtung genommen, ſondern roh unter die geröſtete Erzmaſſe gemiſcht, um die Flugſtaubbildung zu vermeiden.

### Schmelzen der geröſteten Bleiarbeitsbeſchickung.

Wenn das geröſtete Bleiarbeitserz verſchmolzen werden ſoll, ſo wird es mit gebranntem Rohſtein und mit Schlacken von der Bleiarbeit beſchickt. Jeder Ofen erhält davon ſo viel vorgelaufen, als ohngefähr auf 24 Stunden nöthig iſt und dies heißt die Bleiarbeitsſchicht. Sie wird in Geſtalt eines Rechtecks entweder auf der Hüttenſohle oder auf dem beſondern Schichtboden ausgebreitet und dabei das Rohſteinſtuffwerk zu unterſt genommen, darauf das Erz geſchichtet und das Ganze mit einer Bleiſchlackenlage bedeckt.

Da übrigens zur Anſammlung des Silbers mehr Bleimaſſe nöthig iſt, als ſich in den genannten Beſtandtheilen der Schicht befindet, ſo werden noch bleiiſche Vorſchläge parat gehalten, um ſie zu gewiſſen Zeiten in den Ofen zu bringen.

Zu dem Erze wird zugleich der Flugſtaub gebracht, welcher beim Erzröſten und den vorhergegangenen Bleiarbeiten in den Flugſtaubkammern aufgefangen worden war.

Er beſteht gewöhnlich aus den feinſten Schliechtheilen und iſt viel weniger metalliſcher Natur, ſondern weit erdenreicher als die Beſchickung, von welcher er herkömmt. Damit er im Schmelzofen nicht aufs Neue ein Spiel der Luftſtröme wird, ſo bindet man ihn vorher mit etwas Kalkwaſſer ein. Es iſt indeſſen ſolcher eingebun=

bener Flugſtaub kein angenehmer Schmelzgaſt und ſo oft dergleichen in einiger Frequenz mit unter die Schicht kömmt, geht das Schmelzen träge. Der Kalk ſcheint in dieſem Falle das Haupthinderniß zu ſeyn und ſich der allgemeinen Verſchlackung nicht gern anſchließen zu wollen. — Mit Vortheil hat man in neuerer Zeit verſucht, den Flugſtaub blos mit Waſſer einzubinden und gut mit der geröſteten Beſchickung zu mengen.

Die Hauptvorgänge bei der Bleiarbeit ſind kürzlich folgende: a) das Eiſenoxydul des Rohſteins und des Erzes verbindet ſich mit den Erden des Erzes zu Schlacke und dieſe gegenſeitige Auflöſung und Vereinigung wird durch den Zuſchlag ſchon gebildeter Schlacke noch mehr beſchleunigt; b) das Eiſenoxyd der Beſchickung verwandelt ſich zum Theil in Oxydul, welches mit in die Schlacke übergeht, zum größern Theil aber reducirt es ſich zu Metall; c) das oxydirte Blei in Erzen und Vorſchlägen reducirt ſich zu metalliſchem Blei und nimmt in dieſem Zuſtand ſchon unmittelbar einen Theil des Silbers in ſich auf. Es bildet ſich armes Werkblei; d) der Bleivitriol des Rohſteins und des Erzes reducirt ſich zunächſt zu Schwefelblei, dieſes aber wird durch das unter b gebildete metalliſche Eiſen wieder zerlegt. Es fällt metalliſches Blei aus und entſteht Schwefeleiſen, mit welchem noch etwas unzerſetztes Schwefelblei vereinigt bleibt. Dieſes Produkt iſt der Bleiſtein, deſſen Menge durch die im geröſteten Rohſtein zurückgebliebenen rohen Steinkerne noch vermehrt wird; e) der Bleiſtein ſammelt die Mehrheit des Silbers in ſich auf, gibt davon aber das meiſte wieder an das Blei ab, indem er in der Spur in Letzteres eingepreßt wird. Das vorher nur arme Werkblei verwandelt ſich dadurch in ein reicheres, gewöhnlich treibwürdiges Werkblei.

Das Verhältniß zwiſchen Erzbeſchickung und Rohſtein iſt häufigen Abänderungen unterworfen und richtet ſich vorzüglich nach der Rohſteinproduktion, doch kann man im Durchſchnitt annehmen, daß auf 100 Theile Erz 50—70 Theile Rohſtein kommen. Es iſt dieſes Verhältniß keineswegs gleichgiltig, aber ſchwer möchte es ſeyn, daſſelbe jedes Mal ſo zu treffen, wie es für den Proceß am zweckmäßigſten iſt, da man dann nicht nur genau den jedesmaligen Röſtgrad des Steins, ſondern auch den Zuſtand des Erzes, d. h. ſeinen Erdengehalt, ſeinen eignen Gehalt an oxydirtem Eiſen und ſeinen rückſtändigen Reichthum an unzerſetztem Bleiglanz und an Bleivitriol kennen müßte.

Der Zweck des Rohſteinzuſchlags iſt ein zweifacher, denn erſtens beabſichtigt man damit die eigne weitere Zugutemachung dieſes werthvollen Produkts und zweitens will man damit der Verſchmelzung der Erzbeſchickung forthelfen.

Der wohlthätige Einfluß, welchen der geröſtete Rohſtein auf die Bleiarbeit äußert, iſt von verſchiedener Art und im Ganzen ſo

wichtig, daß die Bleiarbeit ohne dieſen Zuſchlag bedeutend verlieren würde. — Wenn einerſeits durch den großen Eiſenoxydulgehalt des Rohſteins hauptſächlich die Verſchlackung des Bleioxyds verhindert wird, indem nun die überſchüſſige Kieſelerde der Erze einen andern baſiſchen Körper findet, mit dem ſie ſich verbinden kann und mit welchem ſie ſich gern verbindet, wirkt andererſeits ſein Gehalt an Eiſenoxyd (dadurch, daß dieſer ſich größtentheils zu metalliſchem Eiſen reducirt) als Präcipitationsmittel und fällt metalliſch dasjenige Blei aus, welches noch mit Schwefel oder Schwefelſäure verbunden auf den Ofen kam.

Fiele der Rohſteinzuſchlag weg und ſollte er nicht durch andere, in ihrer Wirkung ähnliche Zuſchläge erſetzt werden, welche — in ſofern ſie überhaupt zu haben ſind — nur die Schmelzkoſten und das taube Haufwerk anſehnlich vermehren müßten, ſo möchte die Schmelzung mit außerordentlichen Bleiverluſten verbunden ſeyn. Auch würde die Mehrheit des als Schwefelblei und Bleivitriol in der Beſchickung vorhandenen Bleies nur Stein und wenig Werkblei geben und zwar Stein von ganz anderer Beſchaffenheit als der jetzige. Er würde wenig Eiſen und dafür faſt nur Schwefeblei enthalten, welches eben durch ſeine Ungebundenheit weit mehr der Verflüchtigung ausgeſetzt wäre, als das wenige, aber an Schwefeleiſen gebundene Schwefelblei in den dermaligen Bleiſteinen.

Das oben angegebene Verhältniß von 60—70 Rohſtein auf 100 Erz iſt in den meiſten Fällen hinreichend, um Schlakken von der verlangten Beſchaffenheit zu erlangen, ja nicht ſelten kömmt dadurch ſogar noch mehr Eiſenoxydul in die Beſchickung, als zur Bildung des Singuloſilikats nöthig wird. Dann erhält die Schlacke eine große Friſche, zugleich aber auch eine große Neigung zum frühzeitigen Erſtarren und zum Ausfällen unvollkommen geſättigter, eiſenreicher Kieſelverbindungen, welche als Ofenbrüche ſich in der Spur und im Vorheerd anlegen und das Schmelzen oft ſehr beſchweren. Zugleich reducirt ſich in dieſem Fall ein Theil des überflüſſigen Eiſenoxyduls zu Metall und dieſer Theil hilft zwar die Präcipitirung des Bleies befördern, kann aber auch Veranlaſſung zur Entſtehung von Eiſenſäure geben, welche eben ſo ungern wie jene oxydirten und halbverkieſelten Ofenbrüche geſehen werden.

Ueberhaupt hat die Bleiarbeit ſelbſt bei einer möglichſt geregelten Beſchickung in Folge ihrer eiſenreichen Schlacke und der leichtern Erſtarrbarkeit und Zerſetzbarkeit der letztern weit mehr mit einem unreinen Schmelzgange zu kämpfen, als die Roharbeit, daher auch jene nie ſo langer Kampagnen fähig iſt, wie dieſe.

Wird das Schmelzen ſehr friſch und unrein, ſo kann man das im Ofen befindliche Eiſenübermaas durch Zuſchläge von Rohſchlakken und rohem Bleiſtein abſtumpfen. Die Rohſchlacke abſorbirt und bindet dann Eiſenoxydul und nimmt dadurch einen geringern Ver=

Digitized by Google

kieſelungsgrad an, der Bleiſtein aber bringt mehr Hitze in den Raum, in welchem ſich die Geſchurmaſſen anſetzen, erweicht dieſe und nimmt ſie zum Theil in ſich auf, indem der Schwefel des Steins Blei reguliniſch fallen läßt, um ſich mit dem Eiſen zu verbinden.

Der geröſtete Rohſtein, welcher in die Bleiarbeit gelangt, wird in derſelben Stuffform aufgegeben, in welcher er aus dem dritten Zubrennfeuer kömmt. Er gewährt dadurch noch einen Vortheil, den er mit der Zuſatzſchlacke gemein hat und welcher darinnen beſteht, daß er die ſchweren Erzſchlieche auflockert, welche ohne ſolche Auflockerungsmittel zu dicht im Ofen liegen und dieſen gleich verderben würden. Auch kommen ſehr bald nachtheilige Einwirkungen und vorzüglich Verſetzungen zum Vorſchein, wenn ſich zuweilen unter der Schicht zu viele Rohſteinkläre befindet.

Die Schlackenzuſchläge bei der Bleiarbeit beſtehen faſt nur aus Bleiarbeitsſchlacken. Wenn zuweilen Rohſchlacken nebenbei mit angewendet werden, ſo geſchieht es entweder blos in der Abſicht, um Naſe zu bilden oder wenn — wie vorhin bemerkt wurde — der Schmelzgang zu friſch und zu unrein iſt.

Dieſe Bleiarbeitsſchlacken, welche man in einer Menge auf die Schicht gibt, die beinahe dem Gewicht der Erzbeſchickung gleicht, kommen ohngefähr von derſelben Beſchaffenheit wieder aus dem Ofen, wie ſie in denſelben kamen. Nur ihre Quantität hat ſich durch das Hinzukommen der aus dem Erz und dem Rohſtein friſchgebildeten Schlacke vergrößert. — Obſchon die Rolle, welche ſie bei der Bleiarbeit ſpielen, durchaus nicht ſo groß iſt, als die Rolle, welche dieſelben Schlacken bei dem Rohſchmelzen übernehmen, wo ſie tief in den Proceß eingreifen, ſo läßt ſich doch dieſer Zuſchlag auch bei der Bleiarbeit nur ſelten vermindern und noch weniger gänzlich entbehren. Ihr Nutzen beſteht nicht blos darin, daß ſie — gleich dem Rohſtein — als Auflockerungsmittel wirken, ſondern er liegt vornehmlich in der auflöſenden Wirkung, welche ſie auf die übrige Schmelzmaſſe äußern, die durch die leicht zum Fluſſe kommenden Schlacken ſelbſt zum ſchnellern Schmelzen fortgeriſſen wird. Sie tragen dadurch eher zur Erſparniß an Brennmaterial, als zu einem Mehraufwand an ſolchem bei und machen überhaupt das Schmelzen vollkommner und die Metallverluſte geringer.

Die durch die Schlackenzuſchläge vermehrte Schlackenmenge im Ofen iſt nun mehr hinreichend, als ſie es außerdem ſeyn würde, um jedes Theilchen der ausgeſchmolzenen Metalle zu umhüllen und gegen die zerſtörende Einwirkung der Luft zu ſichern und ſelbſt das in der Spur glücklich angelangte Werkblei und der über demſelben ſtehende Bleiſtein ſehen ſich durch die dickere Schlackenſchicht, die beide bedeckt, geſchützter gegen den Einfluß der atmoſphäriſchen Luft.

Die bleiiſchen Vorſchläge, welche zur Auffammlung des Bleies mit auf den Ofen gegeben werden, richten ſich hauptſächlich

nach dem Verhältniß, welches ohnedies ſchon zwiſchen Silber und Blei in den vorgelaufenen Erzen und Rohſteinen Statt findet. Man kann bei den Freiberger Silbergehalten ohngefähr annehmen, daß, wenn in der Erz- und Rohſteinbeſchickung zuſammen circa 4 bis 5 Pfd. Blei auf 1 Loth Silber vorhanden ſind, dieſe Bleimenge, ſelbſt nach Abzug der unvermeidlichen Bleiverluſte, ziemlich hinreicht, um das Silber gehörig auszuziehen. Iſt noch mehr Blei vorhanden, ſo wird die Silberextraktion um ſo ſicherer und vollſtändiger geſchehen, freilich aber auch das Werkblei um ſo ärmer werden.

In den Freiberger Erz- und Rohſteinbeſchickungen iſt jedoch das obige Verhältniß nicht vorhanden, denn in dieſen kommen durchſchnittlich auf 1 Loth Silber nicht viel über 2 Pfd. Blei, von denen noch ein Theil in Schlacken und Rauch verſchwindet. Man erſetzt daher das Fehlende durch bleiiſche Produkte, welche der Abtreibproceß liefert und wendet hierzu hauptſächlich die Glätte aus der letzten Treibeperiode, die unreine Scheideglätte und den ſogenannten Heerd (ſ. Abtreiben) an.

Auf 100 Mark Silber werden nach Befinden 50—80 Centner Blei in genannten Produkten vorgeſchlagen, ſo daß ſich in der Regel, unter Zurechnung des Bleies in Erzen und Rohſteinen, 24 bis 32löthiges Werkblei erzeugt. Die Produktion reichern als 32löthigen Werkbleies vermeidet man ſo viel als möglich, weil mit dem Silbergehalt des letztern die Anſammlungskraft zu fallen ſcheint, dagegen die Silbergehalte der Schlacken und des Bleiſteins, ſo wie die Silbergehalte aller Treibprodukte und folglich auch der zum Verkaufe kommenden Glätte und des Friſchbleies ſteigen.

Es geſchieht jedoch auch zuweilen, daß das Werkblei die oben angegebenen Gehalte noch nicht erreicht und vielleicht blos 15—20 löthig ausfällt. In dieſem Fall würden die ohnedies ſehr anſehnlichen Treibekoſten, welche auf dem ausgebrachten Silber laſten, zu hoch anwachſen und darum gibt man derartiges armes Werkblei nicht ſofort zum Abtreiben, ſondern benutzt es erſt nochmals ſtatt der Glätte und des Heerds als Vorſchlag, bis es zu dem gewünſchten Gehalt angereichert iſt. Dieſe Anwendung des armen Werkbleies als Vorſchlag zeigt ſich, ſo lange ſie in Schranken bleibt, unbedenklich und man richtet ſich damit, wenn die Umſtände ſie nöthig machen, gewöhnlich ſo ein, daß während der eine Theil der Bleiöfen mit gewöhnlichen Vorſchlägen arbeitet und armes Werkblei ausbringt, der andere Theil der Oefen dieſes arme Werkblei vorgeſchlagen erhält und Werke für das Abtreiben producirt.

Beim Aufgeben der bleiiſchen Vorſchläge verfährt man auf folgende Weiſe: Gleich zu Anfange der Kampagne werden nach dem erſten Vollmachen des Ofens zwei bis drei Pfännchen reguliniſchen Bleies in die beiden hintern Ofenwinkel geſetzt, um ſchnell Blei in die Spur zu bringen, damit ſich die erſten Schlacken nicht zu feſt in

ſolcher auflegen. Beim übrigen Verlaufe der Schmelzung aber wird der auf 24 Stunden beſtimmte Glätt- und Heerdvorſchlag in drei Theile gebracht. Jeder dritte Theil iſt für einen Abſtich berechnet; da jedoch in der Wirklichkeit nicht drei, ſondern vier Stiche, nämlich zwei Hauptſtiche und zwei kleine Stiche, Statt finden, ſo wird das eine Drittel der Vorſchläge nochmals halbirt, ſo daß zu jedem der beiden kleinen Stiche nur $\frac{1}{6}$ der Bleivorſchläge kömmt. Dabei werden Glätte und Heerd in Stücken von Fauſtgröße, das Vorſchlagswerkblei aber in Pfannenſtücken von $\frac{1}{4}$ Centner Schwere angewendet.

Der für einen Abſtich beſtimmte Vorſchlag wird nicht unter die einzelnen Schichtſätze vertheilt, ſondern auf ein Mal auf die Gicht und in die beiden hintern Winkel derſelben gebracht und zwar dergeſtalt, daß kurz vor dem einen Abſtich ſchon der Vorſchlag für den nächſten Abſtich in den Ofen kömmt.

Während des Abſtechens und Reinmachens tropft hiervon metalliſches Blei in den Ofenwinkeln nieder und ſammelt ſich in den Schmelzmaſſen, welche vor der Form ſtehen. Wenn hierauf der Wind wieder eingelaſſen wird, ſo ſtürzen dieſe bis jetzt vereinzelten Bleitropfen in die Spur herab und füllen den Vorheerd aus, ehe noch der Schlacke und dem Bleiſtein Zeit bleibt, ſich zuerſt der Sohle zu bemächtigen und ſich in dieſe einzugraben.

Der Hergang bei der Freiberger Bleiarbeit hat demnach die größte Aehnlichkeit mit dem bei der ſogenannten Eintränkarbeit, indem ſich beim Durchlaufen der Beſchickung durch den Schacht nur wenig Werkblei und faſt blos davon ſo viel, als mit dem Bleigehalt der Erze und Rohſtein harmonirt, zu bilden ſcheint, während die Mehrheit des Silbers, welche jenem Blei entgeht, ſich zunächſt an den ſich erzeugenden Bleiſtein begibt.

Der Verſuche, mit rohen Steinkohlen zu ſchmelzen, iſt ſchon früher gedacht worden. Außer dieſen ſind aber in neuerer Zeit andere vorgenommen worden, die ſich blos darauf beſchränkten, etwas Steinkohlenkläre unter das ſchon geröſtete Erz zu mengen, um den ſich daraus entwickelnden Kohlenwaſſerſtoff mit als Reduktionsmittel zu benutzen. Dieſer Zuſchlag hat ſich indeſſen nur bei ſehr glanzreichen Beſchickungen und wenigem Rohſtein anwendbar gezeigt und in ſolchem Fall allerdings ein etwas größeres prozentales Bleiausbringen hervorgebracht. Bei den gewöhnlichen Beſchickungen konnte er jedoch nicht beibehalten werden, denn bei dieſen verbrannten die Steinkohlen nicht gehörig, da ſie zu ſehr mit Erden umhüllt waren. Sie hielten die Förderung mehr auf und vermehrten nur die Koſten.

Die Bleiarbeit wird in bedeutend kürzern Kampagnen wie die Roharbeit betrieben, da ſie aus Gründen, welche im Vorhergegangenen angegeben ſind, mit weit mehr Geſchurausſcheidungen be-

läſſigt iſt, welche ſchneller zum Ausblaſen nöthigen. Gewöhnlich dauert ein Verbleiungsſchmelzen nicht über vier Wochen. Auch muß die Temperatur gemäßigter und das Gebläſe ſchwächer ſeyn, ſonſt geht zu vieles Blei verloren.

Der Anfang des Schmelzens wird ebenfalls mit dem Abwärmen des Schachts, Vor- und Stichheerds gemacht, hierauf wird der Ofen ſo weit mit Kohlen ausgefüllt, daß nur noch drei Geſetze fehlen, dann das erſte Vorſchlagblei und außerdem wohl auch etwas roher Bleiſtein aufgegeben und endlich der Schacht vollends mit zwei Geſetzen Naſenſchlacken und einem Geſetze Schicht und Koaks ausgeſtürzt. Nun erſt läßt man das Gebläſe an, dem jedoch nicht gleich volle Kraft gegeben wird, um kein Kaltblaſen der Schlacken in dem noch nicht genugſam heißen Schmelzraum zu veranlaſſen. Ein ſolches Kaltblaſen iſt bei der Bleiarbeit mehr zu befürchten, als bei der Roharbeit, wo die Schlacken zäher ſind und ſich länger heiß halten und wo überdies die größern Steinmaſſen mehr Hitze in der Spur unterhalten.

Die Satzverhältniſſe ſind nicht ganz dieſelben wie bei der Roharbeit. Zwar beſteht in der Regel jedes Aufgeben aus drei Geſetzen à ein Schienfaß Koaks, allein von dieſen drei Geſetzen enthalten gewöhnlich nur die beiden letzten Geſetze zwei Tröge, dagegen das erſte drei Tröge Schicht und es gehören alſo zu jedem Aufgeben bei ordinärem Gange drei Schienfäſſer Koak und ſieben Tröge Schicht. Uebrigens wird bei der Bleiarbeit das Schienfaß Koaks nur zu etwa $19\frac{1}{2}$ Pfd., der Trog Schicht aber zu circa 51 Pfd. genommen und es hat folglich 1 Pfd. Koak hier im Durchſchnitt reichlich 6 Pfd. Schicht, excl. der Bleivorſchläge, zu tragen. Iſt das Aufgegebene ſo weit niedergegangen, daß der Ofen aufs Neue für drei Geſetze leeren Raum darbietet, ſo ſchreitet man zum neuen Aufgeben.

Die Schicht, welche immer in die Brandmauerwinkel kömmt, wird dabei zuerſt auf den Ofen gebracht und nur dann von dieſer Ordnung abgewichen, wenn die Beſchaffenheit der Naſe es verlangen ſollte. Die Schichttröge werden mehr und weniger ſtark gefüllt, je nachdem es das Schmelzen haben will, die Gicht wird dunkel und die Bruſt wenigſtens dunkler als bei der Roharbeit gehalten, die Naſe aber nur 5—6 Zoll lang und ſo geführt, daß ſie nach unten hell iſt und den Windſtrahl etwas niederwärts leitet.

Bei ſehr leichtflüſſigen Beſchickungen geſchieht es wohl auch, daß man, um die Naſe zu erhalten, noch etwas mehr Schicht, als oben angegeben wurde, vorausſetzen muß. Zuweilen hilft auch das nicht genug und dann bringt man an die Stelle eines Theils der Bleiſchlacke eben ſo viele Rohſchlacke, wodurch derſelbe Zweck erreicht werden kann, ohne den übertriebenen ſtarken Schichtſatz nöthig zu haben, durch welchen gewöhnlich die prozentalen Metallverluſte ver-

mehrt werden. — Beſonders vorſichtig muß mit dem Setzen verfahren werden, wenn aus Verſehen der Ofen zu weit niedergegangen iſt, in welchem Fall ein zu ſchwerer Satz und ſelbſt zuweilen ſchon das Voraustragen der Schicht große Unordnungen verurſachen kann.

Eben ſo darf kurz vor dem Stechen nicht ſtark geſetzt werden, um das Niederkommen von kalter Schicht während des nachherigen langen Stillſtands des Gebläſes möglichſt zu verhüten. Iſt in dieſem Punkt gefehlt worden, ſo ſieht man ſich wohl gar genöthigt, den Ofen ganz niedergehen zu laſſen, ihn dann mit leeren Koakgichten zu beſetzen, um bei ſtark ſpielendem Gebläſe die kalten Maſſen durch recht viele Hitze weich zu machen und hierauf ſo gut, als es gehen will, die letztern mit Inſtrumenten herauszuholen. Läßt ſich auf dieſe Art der Ofen nicht wieder in Ordnung bringen, ſo muß die Ofenbruſt eingeſchlagen werden, um den Schmelzraum reinigen zu können, worauf nach Wiederherſtellung der Bruſt der Schacht voll Holzkohlen zu tragen iſt, bevor aufs Neue mit den Schicht- und Koakſätzen begonnen werden kann. — Dergleichen Unregelmäßigkeiten kommen glücklicher Weiſe nur höchſt ſelten und bei einem aufmerkſamen Schmelzer vielleicht nie vor.

Bei der Bleiarbeit bilden ſich vornehmlich Werkblei, Bleiſtein und Bleiſchlacken. Letztere läßt man über die Schlackengaſſe laufen und davon ſo viel wieder auf die Schicht zurück, als dieſe bedarf, die beiden erſtern aber ſammeln ſich unter einer Schlackendecke im Vortiegel des Vorheerds an und müſſen von Zeit zu Zeit aus ſolchem abgeſtochen werden.

Dieſes Abſtechen geſchieht, wenn das Schmelzen eingerichtet iſt, in 24 Stunden vier Mal und es wird dabei in der Hauptſache eben ſo verfahren, wie beim Abſtechen des Rohſteins bei der Roharbeit. Man ſticht ſo, daß man mit dem Eiſen den tiefſten Punkt des Vortiegels trifft, damit kein Werkblei zurückbleibt und verſtopft nach erfolgtem Abſtich die Oeffnung mit einem Lehmpfropfen, da der bei der Roharbeit angewendete Verſchluß mittelſt eines Stücks Holzes zur Abhaltung des Bleies nicht hinreicht. Das Werkblei läuft zuerſt aus dem Stich und dann kömmt der Bleiſtein, welcher ſich im Stichheerd eben ſo über jenem anſammelt, wie er im Vorheerd über ihm ſtand. Man wartet übrigens mit dem Stopfen nicht, bis aller Bleiſtein aus dem Ofen heraus iſt, ſondern läßt ſtets davon noch etwas in dem Vorheerd zurück, weil außerdem ſogleich Ofenbrüche ſich aufſetzen und feſtgraben würden. Man gibt ſelbſt, um die Spur recht hitzig zu erhalten, von dem ſchon abgeſtochenen Bleiſtein einen Theil (bis zu dem Verhältniß von 2 Ctrn. dergleichen Stein auf 40 Ctr. Erz und Rohſtein) in Stuffform auf die Schicht zurück und beſtimmt hierzu gewöhnlich diejenigen Scheiben, welche unmittelbar auf dem Werkblei lagen.

Nachdem der Bleiſtein den gehörigen Grad von Steifheit durch Abkühlung erhalten hat, ſcheibt man ihn ab, bis der Spiegel des flüſſigen Bleies zum Vorſchein kömmt. Letzteres läßt man nun noch einige Zeit in Ruhe, damit ſich diejenigen Steintheilchen, welche noch im Blei vertheilt ſind, in die Höhe begeben können. Man wartet damit ſo lange, bis das Werkblei einen hineingeſteckten Span nicht mehr zündet, ſondern nur bräunt, dann zieht man den Roſt des Bleiſteins mit der Steinkrücke ab und ſchreitet nun zum Ausſchöpfen des Bleies, welches in gußeiſerne, circa $\frac{1}{4}$ Ctr. faſſende Pfännchen gegoſſen wird. Eine kleine Neige des Werkbleies läßt man jedoch von einem Abſtich zum andern in dem Stichheerde ſtehen, um dieſen dadurch in Hitze zu erhalten.

Wenn das Stechen vorüber iſt, wird, ſo gut es gehen will, der Ofen vor dem neuen Anlaſſen des Gebläſes noch von Ofenbrüchen, ſo wie der Vorheerd von dem ſich angelegt habenden Bühnen und Schwülen gereinigt und letzterer (der Vorheerd) mit friſchem Geſtübbe ausgebeſſert.

Durchſchnittlich kann man annehmen, daß bei jedem Hauptſtiche circa 3 Centner Werkblei und $\frac{1}{2}$ Centner Bleiſtein fallen, indeſſen iſt dieſes Ausbringen beſtändigen Schwankungen unterworfen.

Der Stein erhält im Centner 7,10 und mehr Loth Silber und ſein Gehalt korreſpondirt mit dem Silbergehalt der Beſchickung und des ausgebrachten Werkbleies. — So reich kömmt jedoch der Bleiſtein noch nicht aus der Bleiarbeit und zur Röſtung, ſondern er wird erſt einer Veränderung unterworfen, mit welcher jede Verbleiungskampagne ſchließt und durch welche man ſeinen Silbergehalt noch anſehnlich herabzieht.

Die Bleiſteinveränderung beginnt, ſobald als die für einen vierwöchentlichen Betriebsabſchnitt beſtimmte Erz- und Rohſteinbeſchickung aufgearbeitet iſt. Ihr Hauptzweck iſt die noch mehrere Entſilberung des Bleiſteins, wodurch die ſpätere Darſtellung ſehr reicher Schwarzkupfer vermieden und an Verkaufsremedien bei der Abgabe dieſer Schwarzkupfer an die Saigerhütte erſpart wird. Nebenbei gewährt aber auch die Bleiſteinveränderung noch den beſondern Nutzen, daß, indem man den Stein in ſeiner rohen Geſtalt, alſo mit ſeinem noch vollſtändigen Schwefel, in Maſſe durch den Ofen gehen läßt, dadurch ein ſtarker Angriff der im Schmelzraum befindlichen Ofenbrüche und Sohlen erfolgt, welche ſich erweichen, viel von ihren eingewickelten Stein- und Werkbleipartien hergeben, ja ſich ſelbſt zum Theil dem Stein einverleiben. — Die Bleiſteinveränderung erleichtert daher auch ſehr weſentlich das Ausbrennen und Reinigen der Bleiöfen und dient zugleich als Geſchur- und Schlackenarbeit, vorzüglich da dieſe Gelegenheit mit zur Umſchmelzung reicher Geſchure und Schlacken benutzt wird.

Die Veränderungsſchicht beſteht ohngefähr zur einen Hälfte aus Bleiſchlacken, zur andern aus Bleiarbeitsgeſchur und Bleiſtein. Die Bleiſchlacke bildet die Unterlage, das Geſchur die Mitte und der Bleiſtein die Decke. Geſchur und Stein ſind in fauſtgroße Stücke zerſchlagen und das Einfüllen in die Auffetztröge geſchieht ſo, daß von allen drei Beſtandtheilen der Schicht zugleich abgeſtochen wird. Die bleiiſchen Vorſchläge, welche hier ebenfalls nicht auf die Schicht vertheilt, ſondern wie bei der Bleiarbeit nur von Zeit zu Zeit und dann in Maſſen von 1½—2 Ctrn. aufgeſetzt werden, beſtehen aus Glätte und Heerd.

Die Arbeit geht raſch, bei lebhafterm Gebläſeſpiel und etwas langer Naſe. Sie geht um ſo raſcher und reinlicher, je weniger Ofenbrüche ſich unter der Schicht befinden. In 24 Stunden erfolgen ſieben bis neun Abſtiche, die größtentheils aus dem veränderten Bleiſtein und nächſtdem aus Werkblei beſtehen.

Zuweilen läßt man es bei einem einmaligen Verändern bewenden, iſt aber noch Zeit bis zum Ausbrennen vorhanden, ſo ſchickt man eine zweite und dieſer wohl auch eine dritte Veränderung des Bleiſteins nach, wobei man eben ſo wie das erſte Mal verfährt.

Mit jeder Veränderung wird der Stein ſilberärmer und zuletzt hält er bisweilen kaum mehr als 2½—3 Loth Silber im Centner. Dies iſt indeſſen als das Minimum des Silbergehalts im veränderten Bleiſtein zu betrachten. Dagegen wird der Stein durchs Verändern etwas bleireicher, was auch ſein blaueres Anſehn zu erkennen gibt und durch die Geſchure wahrſcheinlich auch eiſenhaltiger, ſo daß die urſprünglich in ihm obwaltenden Schwefelungsſtufen ſich theilweiſe etwas herabzuſtimmen ſcheinen.

Das Veränderungswerkblei iſt ſtets ſilberärmer wie das Werkblei von der Erzſchicht. Selten erreicht es im Centner die Mark, gewöhnlich iſt es nur 12—13löthig und am ärmſten iſt das zuletzt fallende, welches in der Regel nicht über 6 und 8 Loth hält. Man bringt daher auch das Veränderungswerkblei nicht unmittelbar zum Abtreiben, ſondern ſchlägt es bei der Bleiarbeit wieder vor. Es iſt unreiner als gewöhnliches Werkblei und dies iſt ſo auffallend, daß man es ſelbſt beim Abtreiben ſolcher Werke verſpürt, welche beim Vorſchlag von Veränderungsblei erzeugt wurden.

Wie bei der Roharbeit, ſo ſchickt man auch beim Verbleien dem eigentlichen Ausbrennen einige Schlackenſätze voraus, um den Ofen noch etwas auszuwaſchen und vorzüglich, um den Schacht ſo lange, als ſich in ihm noch vieles Blei und Silber befinden, gehörig beſetzt zu halten.

Erſt wenn der letzte Veränderungsſtich heraus iſt, darf der Ofen allmälig niedergehen, denn früher würde die heftig auflodernde Flamme zu viel Metall ins Freie führen.

Von Zeit zu Zeit werden die Flugſtaubkammern über den Bleiöfen gereinigt und der gewonnene Flugſtaub — wie ſchon bemerkt wurde — wieder auf die Bleiarbeitsſchicht zurückgegeben. Ein Bleiofen liefert jährlich 25—30 Centner Flugſtaub mit 1—5 Loth Silbergehalt und 30—50 Pfd. Bleigehalt. Die Auffangung dieſes Flugſtaubs gewährt indeſſen nicht den Nutzen, den man ſich bei der Anlegung der Condenſatoren davon verſprach. Er verflüchtigt ſich beim Umſchmelzen zum Theil wieder, gibt ſeine Metalle nur *unvollkommen* her und hält die Arbeit auf.

Förderung, Ausbringen und Koakaufgang ſind, wie ſich denken läßt, bei der ungleichen Beſchaffenheit der Erze und der häufigen Veränderung des Verhältniſſes zwiſchen Erz und Rohſtein etwas ſchwankend. Die erſtere hält man abſichtlich in Schranken, da ein zu raſches Durchſchmelzen der Bleiarbeitsſchicht gewöhnlich die Blei- und Silberverluſte vergrößert. Auf der Halsbrückner Hütte z. B. hat nach einem einjährigen Durchſchnitt das *tägliche* Wegſetzquantum eines Bleiofens 28 Ctr. an Erz *und Rohſtein*, incl. des mit aufgegebenen Gekrätzes und *Flugſtaubs, jedoch* excl. der wieder auf die Schicht geworfenen Bleiſchlacken betragen, wozu noch 7 Ctr. bleiiſche Vorſchläge kamen. Hierzu waren 18 Schffl. Koaks nöthig und es erforderte 1 Ctr. Erz mit Rohſtein 0,64 Schffl. oder circa 3 Kubikfuß = 47 Pfd. Koak.

Ausgebracht wurden von obigem Durchſetzquantum in 24 Stunden 8,6 Ctr. Werkblei, 1,5 Ctr. Bleiſtein, 1,0 Ctr. Gekrätz und 23,0 Ctr. Schlacken. Auf ähnliche Weiſe wie bei der Roharbeit hat man auch geſucht, bei der Bleiarbeit die wirklichen dabei Statt findenden Metallverluſte zu ermitteln.

Da faſt Nichts von dem, was bei der Bleiarbeit fällt, ſofort abgeſetzt wird, da ſelbſt die fallenden Schlacken zur weitern Verarbeitung kommen und mit ihren Metallgehalten andern Proceſſen angerechnet werden, ſo beſchränkt ſich der eigentliche Bleiarbeitsverluſt blos auf denjenigen Theil des vorgelaufenen Silbers und Bleies, welcher in keinem der wiedererlangten Produkte aufzufinden *iſt und* alſo mit dem Rauch ins Freie gegangen ſeyn muß.

Dieſer Verluſt zertheilt ſich in den Röſtverluſt und in den Schmelzverluſt. Der Röſtverluſt iſt ungemein verſchieden, bald äußerſt gering, bald bedeutend, je nachdem ſchwach oder ſtark geröſtet wurde, dagegen iſt der Schmelzverluſt ſich mehr gleichbleibend. Er variirt beim Blei immer nur zwiſchen 10 und 14 Prozent und iſt beim Silber ſo klein, daß oft die Mittel, welche zu ſeiner Beſtimmung zu Gebote ſtehen, nicht hinreichen wollen, um ihn anzugeben.

Mittelſt einer möglichſt genauen Ausmittlung hat man den Silberverluſt zu 1% feſtgeſetzt, welches als verraucht anzuſehen war. — Beim Blei dagegen waren die Verhältniſſe etwas an-

ders, denn es ergab ſich ein Verluſt von 11,4 Prozent, welcher ebenfalls größtentheils dem Verrauchen zuzuſchreiben iſt.

Der Kupferverluſt bei der Bleiarbeit iſt nie beſtimmt worden, ſcheint indeſſen nicht unbeträchtlich zu ſeyn, da der größte Theil desjenigen Kupfers, welches in das Werkblei übergeht, nicht als Kupfer ausgebracht, ſondern als Friſchblei und Glätte mit verkauft wird.

Das Werkblei, welches, wie ſchon erwähnt iſt, zum Abtreiben kömmt, wenn es zwiſchen 22 und 32 Loth Silber beſitzt, dagegen als Vorſchlag dient, wenn ſein Gehalt geringer iſt, enthält gewöhnlich 92—96 Prozent reines Blei, übrigens Eiſen, Zink, Antimon, Kupfer und Arſenik. Sein Kupfergehalt beträgt circa 1 Prozent. Dieſe verſchiedenen Beſtandtheile ſind ungleichförmig darinnen vertheilt, da die ſpecifiſch ſchwerern derſelben ſich während des Flüſſigſeyns mehr nach unten ziehen, bei den ſpecifiſch leichtern aber das Gegentheil Statt findet. Aus dieſem Grunde werden die zur Beſtimmung ſeines Silbergehalts dienenden Proben ſtets erſt dann aus der Mitte des Bleibads genommen, nachdem der Stichheerd ſchon bis zur Hälfte geleert iſt.

Der Bleiſtein, deſſen Silbergehalt nach der Veränderung von 2½—9 Loth und deſſen Kupfergehalt von 5—12 ℔ verſchieden ſeyn kann, kömmt von großer Mannichfaltigkeit vor.

Im Allgemeinen unterſcheiden ſich jedoch die Bleiſteine von den Rohſteinen nur durch größere Blei- und Kupfergehalte und durch weniger Eiſen.

Wenn zuweilen ſehr reiche Silbererze in kleinen Poſten vorkommen, ſo wird neben der gewöhnlichen Bleiarbeitsſchicht noch eine ſogenannte kleine reiche Schicht aufgelaufen, welche dieſe Erze in ſich faßt.

Man richtet ſich zuerſt ein dünnes Bett von gewöhnlichem geröſteten Bleiarbeitserz vor, breitet das reiche, nicht geröſtete Erz darüber aus und bedeckt das Ganze mit gepochter Glätte, dieſe Beſchickung wird behutſam mit der Schaufel über den Kegel gemengt und dabei mit reinem Waſſer oder nach Befinden auch mit Thonwaſſer befeuchtet, um das Erz feſter mit der Glätte zu verbinden. Dann bringt man die gemengte Beſchickung gleichförmig auf ein Lager geröſteten Rohſteins und ſtürzt über das Ganze Bleiſchlacken. Auf 1 Ctr. reiches, vielleicht 400löthiges Erz nimmt man circa 2 Ctr. gewöhnliches geröſtetes Erz, 4 Ctr. Glättmehl und 1½ Ctr. geröſteten Rohſtein.

Dieſe reiche Schicht wird nicht auf ein Mal aufgegeben, ſondern auf mehrere Geſetze vertheilt, dergeſtalt, daß von drei Trögen Schicht, welche ein Geſetz bilden, der erſte aus gewöhnlicher, der zweite aus reicher und der dritte wieder aus gewöhnlicher Schicht beſteht. Auch wird die reiche Schicht ſtets mit größter Sorgfalt in

den Ofen gelegt und die in dieſer Betriebsperiode fallende reichere Schlacke gleich auf denſelben Ofen zurückgegeben.

## VIII. Glättrohſteinarbeit.

Dieſe iſt eine Bleiarbeit, welche ſich blos dadurch von der gewöhnlichen Bleiarbeit unterſcheidet, daß in ihr keine Erze, ſondern nur geröſtete Rohſteine verarbeitet werden. Sie beſchränkt ſich lediglich auf das Rohſteinübermaas, welches dann und wann durch den Wegfall der Anreicherung anwächſt, kömmt nur ſelten vor und obgleich auch ſie nur als ein nothwendiges Uebel zu betrachten iſt, ſo hat ſie ſich doch wenigſtens vortheilhafter wie die Anreicherarbeit gezeigt, zumal bei niedrig ſtehenden Bleipreiſen.

Der Ofen wird zugeſtellt wie bei der gewöhnlichen Bleiarbeit, der Rohſtein in gehörig zugebranntem Zuſtand angewendet und hierzu wo möglich Stein von nicht weniger als 4 Loth Silbergehalt ausgeſucht.

Das Schmelzen geſchieht hauptſächlich mit Bleiſchlackenzuſchlägen, verlangt aber außer dieſen durchaus noch einen Zuſchlag von ſaigern, d. h. kieſelreichern Schlacken (Rohſchlacken), um den ungemein friſchen, höchſt unreinen Gang etwas herabzuſtimmen, welchen die zu eiſenoxydulreiche Beſchickung hervorbringt. Das Verhältniß, in welchem die Rohſchlacken zugeſetzt werden, muß ſich nach dem Ofengang und dem Anſehn der neu gebildeten Schlacken richten, welche nicht friſcher aber auch nicht ſaigerer als gewöhnliche Bleiſchlacken ausfallen dürfen. Die Entſilberung geſchieht durch Glätt- und Heerdvorſchläge. Von letztern beiden werden nach Befinden auf 100 Ctr. Stein 25—30 Ctr. in mehreren Abtheilungen angewendet. Auch wird wie bei der gewöhnlichen Bleiarbeit gleich anfangs etwas roher Stein aufgeſetzt und davon immer eine Partie im Ofen unterhalten. Bei Durchſchmelzung von 100 Ctr. Stein kann man ohngefähr auf ein Ausbringen von 20 Ctr. Werkblei und 7—8 Ctr. Bleiſtein rechnen. Erſteres dient gewöhnlich, da es ſelten über 16—20 Loth Silbergehalt im Centner kömmt, wieder als Vorſchlagblei. Auch der Bleiſtein iſt ſehr arm und erreicht oft noch nicht einen Silbergehalt von 1½—2 Loth im Ctr. Dieſer geringe Gehalt des Bleiſteins iſt Urſache, daß die Schlacken in der Regel äußerſt wenig Silber zurückbehalten und abgeſetzt werden können.

Im Ganzen genommen iſt das Silberausbringen bei der Glättrohſteinarbeit ſehr gut. Mit Ausnahme von etwa 6 oder 7 Prozent, welche ſich größtentheils im Bleiſtein wieder finden, geht faſt alles Silber in das Werkblei über und der Proceß würde daher wenig zu wünſchen übrig laſſen, wenn er nicht mit zu großen Bleiverluſten verknüpft wäre, die vorzüglich dadurch empfindlich werden, daß

ſie ſich auf eine kleinere Silbermaſſe vertheilen, daher es auch nicht ökonomiſch iſt, ſehr arme Steine der Glättrohſteinarbeit zu unterwerfen.

### IX. Die Abtreibearbeit.

Der Treibeofen hat die gewöhnliche Konſtruktion und halten wir uns nicht weiter dabei auf, ſondern reden zuvörderſt von der

Vorrichtung der Treibeſohle. Der hierzu angewendet werdende Mergel kömmt von benachbarten Orten und es beſteht der für dieſen Zweck brauchbarſte Mergel durchſchnittlich aus 82 Proz. kohlenſaurem Kalk und 16 Prozent Thon nebſt einigem Eiſenoxyd. Indeſſen bleibt ſich dieſes Verhältniß nicht immer gleich und man iſt deshalb öfters genöthigt, mit dem Mergel zu wechſeln. Von dem äußern Anſehn läßt ſich ſeine Qualität nur unſicher beurtheilen. Eine dunkle blaulichte Farbe und ein ſtarker Fettglanz ſind jedoch in der Regel gute Zeichen.

Obgleich der Hauptvortheil, den der Mergel gegen die Aſche darbietet, in ſeiner geringern Anſaugungskraft liegt, wodurch weniger Heerd und dafür mehr Glätte gebildet wird, ſo muß doch auch in dieſer Beziehung eine Grenze gezogen ſeyn. Deshalb taugen ſehr harte thonreiche Mergelſorten nicht, da ſie einen zu geringen Heerddrang zulaſſen. Sie verzögern das Treiben, vermehren den Holzaufgang, verurſachen eine ſtarke Abzugerzeugung und halten die Feuchtigkeit zu lange in ſich zurück, wodurch der Heerdkranz zertrieben und der Heerd ſelbſt gehoben werden kann.

Häufig enthält der Mergel Einſprengungen von Schwefelkies, welcher ſorgfältig ausgeſchieden werden muß. Eben ſo müſſen alle übrigen Unreinheiten, beſonders alle Stroh- und Holztheilchen, vorher entfernt werden. Sie können, vorzüglich wenn dieſe Dinge ſo in den Heerd kommen, daß ſie niederwärts ſehen, ſehr gefährliche Folgen haben, denn das Blei verfolgt ihre Spur, gräbt unter und hebt dann den Heerd auf.

Man pocht und ſiebt den Mergel nur bis zu dem Korn eines mittelgroben Formſands, weil eine feinere Zertheilung den Heerd zu feſt machen und das Treiben erſchweren würde. Die Maſſe wird dann mit Waſſer angefeuchtet, indem man ſie ebnet, Löcher in dieſelbe bohrt und das Waſſer darauf gießt, welches durch die Oeffnungen ſchnell eindringt und ſich vertheilt. Nach einer hierauf folgenden mehrſtündigen Ruhe wird ſie gut mit einer Krücke durchgearbeitet, mit den Händen durchgriffen und jeder Klümper zerdrückt. Findet man jetzt, daß ſie ſich ſchwach ballen läßt, ſo hat ſie die richtige Konſiſtenz; ballt ſie ſich zu feſt, ſo muß noch mehr Mergel und ballt ſie ſich zu wenig, noch mehr Waſſer hinzugebracht, in beiden Fällen aber das Ganze aufs Neue umgeſtochen werden.

Dadurch, daß vielleicht kaum die Hälfte des zu einem Treiben angewendeten Mergels ſich voll Blei ſaugt, fällt von jedem Heerd eine ſtarke Partie reiner Mergelmaſſe wieder ab, welche aufs Neue zu gebrauchen iſt. Man ſieht ſie erſt für ſich, feuchtet ſie mit wenigem Waſſer an, beſchickt ſie dann mit friſchem gepochten Mergel und ſchlägt ſie gemeinſchaftlich mit ſolchem nochmals durchs Sieb.

Auf dieſe Art kommen oft gegen 50 Prozent ſchon gebrauchter Mergel wieder unter die neue Heerdmaſſe, welche dadurch gewöhnlich an Brauchbarkeit gewinnt, indem nun weniger Blaſen entſtehen, auch ſie ſich dann weniger feſt zuſammenbrennt und deshalb eine leichtere Herſtellung der innern Glättgaſſen geſtattet.

Von dem ſo vorgerichteten Mergel wird nun auf den vorher rein abgekehrten und mit Waſſer beſprengten Ziegelheerd ſo viel geſchüttet, daß dieſer in der Mitte ohngefähr 8 Zoll und an der Peripherie ohngefähr 9 Zoll hoch damit bedeckt iſt. Dann klopft man die Mergeldecke erſt mit den Fäuſten und dann mit erwärmten Stoßkrählen feſt, bis die ganze obere Sohle im Mittelpunkt nur noch etwa 6 Zoll und an den Rändern 7 Zoll Stärke behält und bis ſie eine mit der Ausſchweiſung des Ziegelheerds korreſpondirende regelmäßige Ausmuldung von circa 8 Zoll (von der Oberfläche des Hauptkranzes weggerechnet, bis über welche der Mergelkranz reicht) bekommen hat. — Hierbei iſt als Erfahrungsſatz aufzuſtellen, daß, je muldiger der Heerd iſt, um ſo leichter es glättet und um ſo ſchwerer es blickt, dagegen je flacher der Heerd iſt, um ſo ſchwerer es glättet und um ſo leichter es blickt. — Uebrigens haben flache Heerde noch das Bedenkliche, daß bei ihnen gern Werkblei mit der Glätte vortritt und daß die letztere dadurch leicht ſilberreich werden kann.

Der Mergelheerd darf weder zu feſt noch zu locker geſchlagen werden. Eine zu feſte Sohle würde dieſelben Nachtheile herbeiführen, welche vorhin bei Gelegenheit zu harter Mergelſorten namhaft gemacht wurden, eine zu lockere Sohle aber würde zu vieles Bleioxyd einſaugen und dadurch den Vortheil aufheben, den man gerade durch den Mergel zu erreichen wünſcht. Die Arbeiter richten ſich hierbei mehr nach dem Gefühl und dem Ton, welchen der Stoß des Krählens hervorbringt, als nach andern durch Worte auszudrückenden Kennzeichen. Ein Schlag des Fäuſtels würde auf einer Sohle von richtiger Conſiſtenz immer noch einen ſtarken Eindruck erzeugen, dem Eindruck der Hand und des Daumens dagegen muß ſie ſchon vollkommen wiederſtehen und die fertige Sohle muß klingen, wenn ſie vom Stoßkrählen getroffen wird. Letzterer wird übrigens nur leicht in kurzen, ſchnell auf einander folgenden egalen Stößen geführt und darf wenig Fallhöhe haben.

Wenn die Mergelſohle fertig iſt, ſo zeichnet man ziemlich in ihrer Mitte und nur etwas näher gegen die Formen und den Sind-

ofen hin einen Kreis ab, den man, je nachdem ein gewöhnlicher oder ein reicherer Blick erwartet wird, 24—30 Zoll Durchmeſſer gibt. Innerhalb dieſes Kreiſes wird mit dem Spurmeſſer wieder etwas Mergel herausgeſchabt und dann die aufgeſchabte Stelle ſehr ſtark mit einem breitgebahnten Hammer beſchlagen, wodurch ſich eine zirkelrunde Spur von ohngefähr ½ Zoll muldiger Vertiefung bildet. In dieſer Spur, durch welche allerdings das Treiben vielleicht um eine halbe Stunde verlängert wird, ſoll ſich das Silber ſammeln, welches außerdem eine unregelmäßigere Geſtalt mit einem größern Durchmeſſer annehmen und ſich ſchwieriger im Ganzen ohne Verluſt ausheben laſſen würde. —

## Die Treibarbeit.

Die friſch eingeſtoßene Mergelſohle darf vor dem Aufſetzen des Werkbleies nicht erſt abgewärmt werden, da ein ſolches vorgängiges Abwärmen, ohne gleichzeitige Einſchwerung, Zerreißungen zur Folge haben könnte.

Obgleich gewöhnlich 100 Ctr. Werkblei bei jedem Treiben in Arbeit genommen werden, ſo faßt doch ein Freiberger Heerd davon nicht füglich mehr als 65—80 Ctr., welche man auf ein Mal aufſetzt. Der Reſt kann daher erſt ſpäter in der Maſſe nachgetragen werden, wie ſich durch das Ablaufen der Glätte neuer Platz zu ſeiner Aufnahme bildet.

Dieſes Nachtragen wird beibehalten, weil es ökonomiſche Vortheile darbietet, übt aber auf die Qualität der Glätte einigen nachtheiligen Einfluß aus, da ſolche dadurch Beſtandtheile in ſich aufnimmt, welche außerdem blos in den Abſtrich gegangen ſeyn würden. Je weniger man zuerſt aufſetzt und je ſtärker man nachträgt, um ſo mehr Zeit iſt zum Vertreiben der 100 Ctr. nöthig. Macht man dagegen den erſten Aufſatz ſehr ſtark und den Nachſatz um ſo ſchwächer, ſo wird zwar die Glätte reiner und das Treiben kömmt ſchneller zu Ende, wodurch nicht nur der Holzaufgang ſich vergrößert, ſondern auch der prozentale Glättfall ſinkt, indem durch das heftigere Feuer der Heerd ſich mehr erweicht und ſtärker anſaugt.

Das aus halbkugelförmigen kleinen Mulden beſtehende Werkblei wird mit ſeiner Rundung unmittelbar auf die vorher rein gekehrte Mergelſohle aufgeſetzt, die Heerdfläche damit bedeckt und hierbei überhaupt mit möglichſter Behutſamkeit verfahren, um den Teſt nicht zu beſchädigen. — Dann ſtürzt man auf die mittelſten Bleimulden glühende Kohlen, ſchichtet etwas klar geſpaltetes Scheitholz darüber, ſetzt den eiſernen Treibehut auf den Heerd und verſtreicht die bleibenden Fugen zwiſchen Hut und Kranz mit Mergel, ſo wie zwiſchen Hut und Windofen mit Lehm. Hierauf läßt man das Ge-

bläſe an und beginnt mit ſechsvierteleiligem Scheitholz die Feuerung im Windofen.

Es vergehen drei, oft auch vier bis fünf Stunden, ehe das Blei völlig eingeht, je nachdem daſſelbe hart iſt und je nachdem der Ofen vorher kürzere oder längere Zeit kalt geſtanden hat. Dabei erhebt ſich aus dem Metallbad eine muſige, ſtrengflüſſige, ſchlakkige, oft ſandige Maſſe, welche aus ausgeworfenen Schwefel- und Arſenikmetallen, Bleioxyd, Mergeltheilen ꝛc. beſteht und Abzug genannt wird.

Man ſucht dieſes Produkt, welches auf die Bleiöfen zurückkömmt, erſt durch verſtärktes Feuer ſo lauterer als möglich zu machen, um es leichter abziehen zu können, darf indeſſen mit der ſtärkern Feuerung nicht eher beginnen, bis die Abzüchte zu dampfen angefangen haben, weil man außerdem riskiren würde, den Heerd zu heben. Das Abziehen geſchieht durch das Glättloch mit Hilfe der Steinkrücke, eines eiſernen Hakens, woran ein hölzernes Streichklötzel befeſtigt iſt. Das Inſtrument muß dabei von dem Arbeiter nur leicht geführt, d. h. nicht ſchwer aufgelegt werden, damit ſo wenig wie möglich metalliſches Werkblei mit aus dem Ofen geriſſen wird. Das wenige Werkblei, welches auf dieſe Art mit heraustritt, ſaigert ſich ſchnell aus und wird auf den Heerd zurückgeworfen.

Die Entfernung des Abzugs nimmt beinahe eine Stunde Zeit weg, denn es kommen wieder aufs Neue Partien davon zum Vorſchein. Die Feuerung wird ſtark fortgeſetzt und das Bleibad erhält allmälig eine ſchwache kreisförmige Bewegung.

Der Spiegel des Bleies aber zeigt ſich nicht lange klar und blank, ſondern bedeckt ſich bald abermals mit einer muſigen Ausſcheidung. Dies iſt der ſogenannte Abſtrich oder die erſte noch ganz unreine Glätte, welche, außer Bleioxyd, oft gegen 25—30 Proz. Nebenbeſtandtheile enthält. Letztere beſtehen vorzüglich aus Oxyden des Zinks, Antimons, Eiſens und Arſeniks, von denen bald die einen, bald die andern vorwalten, je nachdem das Werkblei beſchaffen war, woraus ſie ſich erzeugten.

Um dieſe Zeit erſt beginnt die Peripherie des eingeſchmolzenen Bleies ſich allmälig zu vermindern und derjenige Theil des Heerds, welcher nun frei von der metalliſchen Bleidecke wird, fängt an, Blaſen von kohlenſaurem Gas auszuſtoßen, Bleioxyd in ſich einzuſaugen und dadurch feſt zu werden. Der Abtreiber nennt dies den Heerddrang. Man wartet nun — indem man die Feuerung lebhaft unterhält, damit der etwas ſtrenge Abſtrich flüſſig wird — ſo lange, bis der Heerd auf allen Seiten um das Blei herum einige Zoll breit angeſaugt hat und ſchreitet dann zum Oeffnen der Glättgaſſe und zum Ablaſſen des Abſtrichs.

Dieſes Oeffnen der Glättgaſſe beſteht darin, daß man nach dem Glättloch zu bis an die Ofenbruſt eine rinnenförmige Vertiefung mit einem ſägenartigen Inſtrument im Mergelheerd anlegt, durch welche der Abſtrich und ſpäter auch die Glätte ihren Weg nehmen können.

Es iſt eine Hauptſache, daß man die Glättrinne nicht zu früh und nicht eher anlegt, bis ſich ein genugſam breiter Rand von bleiiſcher Teſtmaſſe gebildet hat, über welchen das, beim Abzapfen der Oxyde ſtets etwas mit vordringende, noch metalliſche Werkblei nicht heraustreten kann; denn das letztere darf wohl ohne Gefahr eine aufgeritzte Stelle im vollgeſaugten, feſt gewordenen Heerdtheile berühren, nicht aber eine ſolche im noch weichen undurchzogenen Mergel, in welchem ſogleich Eingrabungen geſchehen würden. Darum darf auch die Glättrinne nicht weiter nach dem Mittelpunkt des Heerds fortgeführt werden, als es jedes Mal der Heerddrang geſtattet, damit nicht lockerer Heerd unter dem Werkblei aufgeritzt wird. Je mehr im Verfolge der Treibarbeit der Bleiſpiegel ſich vermindert und der Heerddrang an Breite gewinnt, um ſo weiter nach dem Mittelpunkt wird dann die Glättrinne fortgeführt.

Man legt ſie anfangs ſo viel als thunlich der Windofenſeite näher, um die dortige größere Hitze möglichſt für das beſſere Ablaufen der Oxyde zu benutzen, ſieht ſich aber oft genöthigt, die erſte Glättrinne nach einiger Zeit wieder zu verlaſſen und nebenan eine zweite, ja wohl ſpäter eine dritte vorzurichten.

Dieſe Fälle treten ein, wenn die Rinne von den abfließenden Produkten zu ſehr ausgewaſchen und über die Gebühr ausgetieft wird, wodurch das Werkblei weit mit vorſchießt, dadurch gern reiche Glätte erzeugt und das Treiben überhaupt einen gefährlichen Charakter annimmt.

Das Abziehen des Abſtrichs beginnt ohngefähr $1\frac{1}{2}$ Stunde nach der Entfernung des letzten Abzugs und währt circa eben ſo lange, zuweilen auch noch länger. Man verrichtet es mit dem ſogenannten Glätthaken bei ſehr ſtarkem Windofenfeuer, welches ſogar nicht immer hinreicht, um dem Abſtriche die nöthige Flüſſigkeit zu geben. — In dieſem Fall ſieht man ſich gedrungen, einige klar geſpaltete Holzſcheite auf die über dem Blei befindliche zähe Kruſte zu legen und dort abbrennen zu laſſen.

Der Abſtrich fließt in der Regel völlig und dünn über die Bruſt herab, bis auf die Hüttenſohle; doch anders verhält ſich ſolches mit der Glätte, welche meiſtens ſchon an der Ofenbruſt erſtarrt und ſich dort in Maſſen anhäuft. Sobald alſo der Fluß anfängt ſich an der Bruſt anzulegen, wird das Abſtrichziehen als beendet, ſo wie das Glätten als beginnend angeſehen und das Feuer vermindert.

Zuweilen legt ſich auch der Abſtrich auf der Bruſt an, unterſcheidet ſich dann aber immer noch auffallend von der Glätte, mit welcher er ſich nicht verwechſeln läßt. Dieſes Anlegen findet hauptſächlich bei einem zu kühlen Gange des Treibens ſtatt, kann aber auch von einer abweichenden Zuſammenſetzung herrühren.

Meiſtens iſt ſolcher Abſtrich nach dem Erkalten ſchwammiger, leichter und rauher als der gewöhnliche, welcher ſchnell abläuft und ein mehr dichtes, ſtrahliges Gefüge hat.

Die Abſtrichbildung iſt bald ſtärker, bald ſchwächer, ohne daß wenig Abſtrich ſtets gewünſcht und als ein Zeichen größerer Reinheit des Werkbleies angeſehen werden darf. — Man hat es ſogar in der Regel lieber, wenn ſich viel Abſtrich bildet, weil dann nachher gewöhnlich das Glätten beſſer und leichter von ſtatten geht. Dies iſt vorzüglich der Fall bei antimonhaltigem Werkblei, bei welchem das Verglätten ungemein ſchwer hält, wenn der Abſtrich vorher nicht völlig ausgeſchieden wurde.

Das Glätten ſetzt 20—22 Stunden fort, bis zum Blick, welcher 30—33 Stunden nach dem Anlaſſen des Gebläſes erfolgt. Während des größten Theils der Glättzeit wird das Feuer ſo mäßig als möglich unterhalten, da, wenn man dieſes nicht gehörig beobachtet, zu viel Blei und Silber in Rauch fortgehen. Es geſtattet jedoch ein Werkblei in dieſer Beziehung nicht dieſelbe Behandlung wie das andere und man muß um ſo ſtärker feuern, je unreiner an Arſenik, Antimon und Eiſen es iſt. Deshalb iſt es auch nöthig, das Feuer vorzüglich ſpäterhin, wenn die Glätte durch die Abſtrichtheile des Nachſetzwerks wieder ſtrenger wird, aufs Neue zu verſtärken.

Das Nachſetzen nimmt ſeinen Anfang, wenn der Abſtrich vom Heerd herab iſt. Man ſetzt immer zwei Bleimulden auf ein Mal auf, welche mittelſt einer eigenthümlich geformten Zange (Gems) durch das Schürloch eingetragen und auf einen am obern Rande des Teſts aufgeſtürzten Mergelhaufen geſtellt werden, wo ſie nach und nach eingehen und in den Heerd herabfließen. Dieſes Einſetzen muß mit Vorſicht geſchehen, damit die Mulden nicht nach innen abglitſchen und den Heerd beſchädigen.

Beim ſucceſſiven Einſchmelzen ſcheidet ſich eine ſandige ſteinige Maſſe aus, welche auf dem Platze liegen bleibt, dann und wann aufgelockert wird, damit die darinnen eingeſchloſſenen Werkbleitheilchen ausrinnen können und welche daſſelbe vom Nachſetzwerke iſt, was der Abzug vom erſten Auſſetzwerke war. Sie kömmt zur Bleiarbeit zurück.

Man richtet ſich mit dem Nachſetzen nach dem Verhalten der Glättgaſſe. Wäſcht es in dieſer ſtark, ſo muß langſam und in größern Pauſen nachgeſetzt werden, damit das Werkblei ſich nicht zu ſehr anhäuft und ausbreitet, weil in ſolchem Fall letzteres zu weit

mit in die Gaſſe vorbringt und dadurch leicht reiche Glätte entſtehen kann.

Auch das Abziehen der Glätte darf nicht übereilt werden und immer, hauptſächlich aber im Anfange, muß ſo viel Glätte auf dem Heerde zurück ſeyn, daß das Werkblei noch davon bedeckt und umgeben iſt. Zwar wird hierdurch das Treiben aufgehalten, aber es gewährt auch den großen Vortheil, daß nur weniger Werkblei in die Glätte und weniger Blei und Silber zur Verflüchtigung kömmt. Der Abtreiber richtet daher ſein Treiben ſo ein, daß in der erſten Glättperiode ein ohngefähr ¾ Ellen breiter Glättrand bleibt, den er allmälig bis zu ½ Elle und noch ſpäter, in der Maſſe wie ſich die Peripherie des Bleiſpiegels immer mehr vom Heerdkranz entfernt, allmälig bis zu ¼ Elle vermindert. Je weiter übrigens das Treiben vorrückt, um ſo mehr ſchweift ſich die Glättrinne aus, um ſo mehr dämmt ſich in ihr die Glätte an und um ſo ſchwieriger wird das Ablaſſen derſelben, welches zuletzt blos in einem unvollkommnen Auspfützen beſteht.

Während der ganzen Glättperiode ſetzt ſich die Entwicklung der Gasblaſen auf dem Heerde, da wo der Heerddrang Statt findet, fort, jedoch werden die Blaſen mit der Zeit immer ſeltener und kleiner. Sie erſtrecken ſich zum Theil bis unter den Rand des Werkbleies und werfen dann kleine Bleitropfen in die Höhe und auf die Glätte, wodurch dieſe einen Silbergehalt bekömmt, der um ſo größer ausfällt, je weiter das Abtreiben vorgeſchritten und das Silber ſchon im Blei concentrirt iſt.

Der Glättbildung und dem Abziehen der Glätte muß noch durch die Lage der Düſen und Kannen etwas zu Hilfe gekommen werden, indem man dieſe ſo einrichtet, daß das Werkblei richtig vom Winde getroffen und in eine kreisförmige Bewegung verſetzt wird, welche ihre Richtung von der Brandmauer weg nach der Schürhöhle nimmt. Wenn daher das Glätten beginnt, ſo werden beide Düſen ſo gelegt, daß ſich die Luft an der Windofenſeite der reſp. Form bricht, wodurch nicht nur der Trieb des Werks die verlangte Richtung empfängt, ſondern auch die Glätte nach der Glättgaſſe vorſchießt.

Dieſe Lage der Düſen wird aber mit der Abnahme des Bleiſpiegels allmälig wieder in eine radiale verändert, zuletzt auch dem Winde durch Hebung der Balgen mehr Stechen gegeben, damit er die nun tief ſtehende verminderte Metallmaſſe noch zu treffen vermag.

Wenn der Blick herannaht, gibt der Abtreiber abermals ein ſtarkes Feuer, wie zur Zeit des Abſtrichlaufens. Dieſes ſtarke Feuer iſt jetzt nöthig, weil das ſeines metalliſchen Bleies faſt beraubte Silber ſonſt nicht in demjenigen Grade von Flüſſigkeit und Bewegung erhalten werden könnte, welcher zur Ausſcheidung der letzten Bleipartikeln nöthig iſt.

Das **Blicken** fängt damit an, daß die noch auf der Oberfläche ſtehende Glätthaut allmälig über den Silberſpiegel hinweg und über den Rand des Silbers herausgetrieben wird. Während aber ſolches geſchieht, ſcheiden ſich in Geſtalt dunkler Blumen und Wolken aus der Silbermaſſe immer wieder aufs Neue Bleitheile als Glätte aus, zwiſchen denen das Silber unter beſtändiger Bewegung und unter beſtändiger Veränderung ſeines Aeußern rein und blank hervorleuchtet, bis zuletzt plötzlich die Glätte ganz verſchwindet, das Metall auf einen Augenblick immergrün überläuft und in der Maſſe eine Ruhe eintritt.

Jetzt hat man, da die Oberfläche des Silbers von aller Glättdecke entblößt und das Silber mehr als vorher gegen die Einwirkung des Feuers geſichert werden muß, nichts Eiligeres zu thun, als das Gebläſe abzuſchützen, das Feuer im Windofen mit Waſſer auszugießen und mittelſt einer Rinne heißes Waſſer auf den Blick laufen zu laſſen, um dieſen abzukühlen.

Das Blickſilber muß auf dem Bruche ſchon hakig ſeyn und erhält dann in der Mark durchſchnittlich gegen 15 Loth Feinſilber, bald etwas mehr, bald etwas weniger. Man vermeidet jedoch einen zu hohen Feingehalt, welcher nicht ſchwer durch einige Minuten längeres Blicken erlangt werden könnte, weil er ſtets mit Silberverluſten verbunden iſt, indem zuletzt Gasblaſen an verſchiedenen Punkten des Silberkuchens zum Vorſchein kommen, durch welche Silber aufgeſpritzt und ins Weite geführt wird.

Bemerkenswerth iſt übrigens, daß auf Mergelheerden leichter ein hoher Feingehalt hervorgebracht wird, als auf Aſchheerden.

Nach dem Abkühlen des Blicks, welcher gewöhnlich zwiſchen 130 und 180 Mark Gewicht hat, nimmt man dieſen im Ganzen vom Heerde, pickt ſorgfältig die Anhängſel von der Heerdmaſſe davon ab und wirft ſie zu der Brennteſtmaſſe, zerſchlägt das Silber noch warm in einer eiſernen Pfanne in Stücke, wiegt dieſe und übergibt ſie dem Feinbrennen.

Zuweilen, obgleich ſehr ſelten, tritt der Fall ein, daß plötzlich das Werkblei zu graben anfängt, Heerdſchalen aufhebt und unterkriecht. Geſchieht dies hart am Rande des Bleiſpiegels, ſo hat es weniger zu bedeuten, da mit der ſtets fortſchreitenden Verminderung der Bleiperipherie die Gefahr ſchnell aufhört; geſchieht es aber tiefer im Innern der vom Blei bedeckten Heerdfläche, ſo muß das Treiben augenblicklich unterbrochen und vor der Ofenbruſt eiligſt ein Stichheerd von trocknem Geſtübbe vorgerichtet werden, in welchen man das Werkblei abzapft oder nach Befinden ausſchöpft.

Die Urſachen zu einem ſolchen ſogenannten **Ummerfen der Treiben** können mancherlei ſeyn und es iſt oft ſchwer zu ermitteln, worinnen ſie gelegen haben und ob die Arbeiter oder eine zufällige Veränderuug der Mergelſorte hiervon die Schuld tragen. —

Meiſtens ereignet ſich jedoch das Durchgehen in der Nähe des Windofens, weil dort nicht nur die Hitze am größten iſt, alſo der Heerd am weichſten gefeuert wird, ſondern auch weil gerade an dieſer Stelle der Mergel in Ermangelung des kleinen Ziegelkranzes nicht immer mit der genugſamen Feſtigkeit geſchlagen werden kann. — Aber auch ein zu dichter Heerd kann das Durchlaſſen des Bleies veranlaſſen, da er erſtens mehr Hitze verlangt, wodurch ſich gern Schaalen losziehen und zweitens bei ſeiner geringern Anſaugungskraft das unter die losgezogene Schale dringende Blei leicht ſofort auf eine Stelle trifft, die noch nicht mit Bleioxyd durchdrungen iſt und darum das Metall fortgraben läßt.

Nach beendetem Treiben findet man, daß der Mergel in der Mitte gewöhnlich gegen 2 Zoll und nach dem Windofen hin gegen 3 Zoll tief mit unreinem Bleioxyd durchdrungen iſt. Dieſer vollgeſaugte Theil der Mergelſohle wird unter ſorgfältiger Aushaltung aller etwa darinnen befindlichen Silberwurzeln rein abgenommen und unter dem Namen *Heerd* als Vorſchlag zur Bleiarbeit zurückgegeben, da er, außer durchſchnittlich 1½ Loth Silber im Centner, ſo viel Bleioxyd enthält, daß 58—65 Proz. metalliſches Blei daraus ausgebracht werden können.

Der Abſtrich wird im Schachtofen zu unreinem Blei (*Abſtrichblei*) angefriſcht und dieſes als Zuſchlag bei der Schrotfabrikation, wo es ſeines Arſeniks und Antimons wegen auffallend zur Rundung der Schrote beiträgt, benutzt.

Zu Zeiten, wo die Größe der Schrotfabrikation nicht hinreicht, um allen Abſtrich als Abſtrichblei zu konſumiren, wird erſterer nicht im Schachtofen verfriſcht, ſondern auf einem Geſtübbeheerd verblaſen. Man erhält dabei eine ſehr unreine Abſtrichſchlacke, zugleich aber auch ein vollkommen gutes dehnbares Blei. — Natürlich iſt dieſes Verfahren ſtets mit ſtarkem Bleiverluſt verbunden, weshalb man nur ungern dazu ſchreitet.

Die *Glätte* vom Abtreiben kommt von verſchiedener Qualität und Farbe vor und wird in mehrere Sorten eingetheilt. Man hat *rothe*, *gelbe* und *ſchwarze Glätte*, *Flußglätte* und *Scheideglätte*.

Es iſt ſchon vorhin bemerkt worden, daß die reinere Glätte ſich gern an der Ofenbruſt zu ſogenannten Bruſtſtücken anhäuft. Letztere haben gewöhnlich ein dunkles grauliches Oberflächenausſehen, wenn man ſie aber aufſchlägt, findet man ihr Inneres gelb, in einigen Fällen wohl auch hellroth. Dieſe Bruſtſtücke werden entweder zu verkäuflichem Friſchblei verfriſcht oder als Glätte verkauft und bilden zuſammen die ſogenannte *ſchwarze Glätte*.

Es gibt aber Abnehmer, welche blos die rothen und andere, welche blos die gelben Kerne der Bruſtſtücke verlangen und für ſolche werden die rothen und gelben innern Partien beſonders ausgehalten

und als **rothe und gelbe Glätte** gegen höhere Preiſe in den Handel gebracht, während die Mehrzahl der Abkäufer ſich mit der **ſchwarzen Glätte** begnügt.

Der **Silbergehalt der Glätte** rührt vorzüglich von eingewickelten Werkbleitheilchen her und muß demnach nicht nur im Allgemeinen ſteigen, je reicheres Werkblei vertrieben wird, ſondern auch mit dem Fortſetzen des Treibens wachſen und zu Ende des letztern am größten ſeyn. Diejenige Glätte, welche zum Verkauf oder Verfriſchen kömmt, enthält in Freiberg gewöhnlich $\frac{1}{8}$, oft auch nur $\frac{1}{16}$ Loth Silber im Centner und dieſes Silber iſt rein verloren, wogegen das in Abzug, Abſtrich, Heerd und Vorſchlagglätte zurückgebliebene Silber dem Abtreiben nicht als Verluſt anzurechnen iſt.

Ueberhaupt aber beträgt der **Silberverluſt beim Treiben**, mit Einſchluß deſſen, was verraucht, nach einigen hierüber angeſtellten genauen Erörterungen, nur etwa $\frac{1}{2}$—$\frac{3}{4}$ Proz. von dem auf den Heerd gegebenen Silber.

Das **quantitative Verhältniß zwiſchen den ausgebrachten bleiiſchen Treibeprodukten** kann ſich natürlich nicht immer gleich bleiben, doch läßt ſich als Durchſchnitt annehmen, daß der Bleiverluſt beim Treiben etwa 8 Proz. betrage.

Der Bleiverluſt entſteht hauptſächlich durch Verflüchtigung und man hat ihn dadurch zu vermindern geſucht, daß man den Treiberauch noch durch Condenſatoren leitete. Der Erfolg iſt jedoch nicht befriedigend geweſen. Es wurde zwar ein weißer feiner Niederſchlag erhalten, welcher, nächſt Zink, Arſenik und den Oxyden anderer flüchtiger Metalle, kohlenſaures Bleioxyd und auch etwas reguliniſches Silber enthielt, indeſſen war der Gewinn unbedeutend, da, wenn man nicht das Treibehaus voll Dämpfe haben wollte, dieſen zu wenige Ruhe gegeben werden durfte.

Der Aufgang an weichem Scheitholze zu einem Abtreiben von 100 Ctrn. Werkblei wechſelt von $\frac{3}{4}$ bis zu $\frac{7}{8}$ Schragen oder von circa 220 bis circa 280 Kubikfuß, je nachdem die Werke und die Mergelmaſſe beſchaffen ſind. Uebrigens iſt im Allgemeinen der Holzaufgang durch die Einführung der Mergelheerde eher geſtiegen als gefallen.

Man kann auch mit Steinkohlen abtreiben, dann aber iſt es nothwendig, das Schürloch noch mit einer beſondern Eſſe in Verbindung zu ſetzen und mehr Zug in den Ofen zu bringen, auch den Treibehut höher zu machen, damit die Dämpfe nicht zu ſehr auf dem Blei liegen und der Abtreiber beſſer beobachten kann, was auf dem Heerde vorgeht. So ſicher und reinlich wie mit Holz iſt indeſſen das Abtreiben mit Steinkohlen, vorzüglich der ſtärkern Dämpfe wegen, nicht und es kann ſehr leicht geſchehen, daß man dabei mehr als gewöhnlich Werkblei in die Produkte bringt, welche, wenn

man reiche Werke vertreibt, dadurch ſehr ſilberhaltig ausfallen können.

Bemerkungswerth ſind die Verſuche, bei Steinkohlengasflamme abzutreiben. Das winkelrecht mit der Gebläſeluft einſtrömende, brennende Steinkohlengas vertrat ganz die Stelle der Holzflamme und die Treiben gingen vortrefflich, ohne durch jenen Rauch beläſtigt zu werden, welcher bei Holz und noch mehr bei Steinkohlen der Arbeit ſo hinderlich iſt.

Man bediente ſich zu dieſen Verſuchen zwar nur eines kleinen, blos 7 Ctr. Werkblei faſſenden Heerds, aber die Reſultate waren von der Art, daß alle Hoffnung vorhanden iſt, das Verfahren mit pekuniärem Nutzen ins Große übertragen, d. h. die Bereitung der Schmelzkoaks auf den Hütten vornehmen und das ſich dabei entwickelnde brennbare Gas für die Heitzung der Treiböfen benutzen zu können.

Dagegen haben Verſuche mit Anwendung heißer ſtatt kalter Gebläſeluft bei der Treibarbeit keine beſſern Ausfälle als gewöhnlich gegeben, vielmehr hat die vorherige Erwärmung des Winds das Treiben nur verzögert.

## X. Das Feinbrennen.

Die Münze verlangt Bergſilber von mindeſtens 15¾ Loth Feingehalt (excl. des Kapellenzugs) in der Mark und fordert übrigens, daß die wenigen zurückbleibenden Unreinheiten nicht nur ganz gleichförmig vertheilt, ſondern auch von der Art ſind, daß ſie das Silber nicht ſpröde machen.

Dieſe Qualität gleich auf dem Treibeheerd hervorzubringen, iſt jedoch weder leicht, noch ökonomiſch. Soll es gelingen und ſollen nicht auf der Unterfläche des Blicks Bleiaugen zurückbleiben, ſo muß das Silber noch Stunden lang in einer ſtarken treibenden Bewegung erhalten werden, welche bei dem ſchon erlangten Grade von Reinheit nur unter heftiger Heitzanwendung zu ermöglichen iſt. — Der im Verhältniß zur Maſſe des Silbers ſehr große Raum des Treibeheerds würde daher, um dieſen Hitzgrad hervorzubringen, einen bedeutenden Aufwand an Brennmaterial erfordern.

Deshalb zieht man es vor, auf dem Treibeheerd die Reinigung blos bis zu etwa 90—94 Prozent Feingehalt fortzuſetzen und dafür die letzten Beimiſchungen durch ein Nachtreiben auf einem kleinen Teſte zu entfernen, wo die Hitze ſich mehr zuſammenhalten läßt und wo überhaupt dem nunmehr höchſt edel gewordenen Proceſſe größere Aufmerkſamkeit geſchenkt werden kann.

Dieſes Nachtreiben wird Feinbrennen genannt und von jedem Silberblicke werden in der Regel drei oder in ſeltenen Fällen, wenn

der Blick ſehr groß war, vier Brennpoſten gemacht, ſo daß zu jeder Brennpoſt 40 bis höchſtens 60 Mark Blickſilber kommen.

Die Vorrichtung hat Aehnlichkeit von einer gewöhnlichen Schmiedeeſſe und zwei ſolche Eſſen liegen in jeder Brennanſtalt neben einander und werden gemeinſchaftlich durch einen ledernen Doppelbläſer oder auf der Muldner Hütte mittelſt eines Röhrenſtrangs durch das Cylindergebläſe mit dem nöthigen Winde verſorgt.

Ein gemauerter horizontaler Heerd, deſſen Oberfläche mit Meißner Thonplatten überdeckt iſt, enthält unter jeder Eſſe, hart an der Formwand, die runde Vertiefung, in welche der Teſt auf Aſche und Mergel geſetzt wird und circa 1½ Zoll über dem Heerd befindet ſich in der Formwand ein ½ Zoll weites rundes Loch, worinnen unmittelbar die Gebläſedüſe liegt, ohne daß noch eine beſondere Form angebracht iſt. — Der Wind wird mit 4 Zoll Fallen und ſo geführt, daß er die Teſtfläche nicht vollſtändig in ihrem Mittel, ſondern einige Zoll weiter gegen die Formwand hin trifft.

Die Brennteſte, von denen jeder nur ein einziges Mal Dienſt thut, werden ſeit einigen Jahren von gewöhnlichem Treibemergel gefertigt, den man durch ein feines Haarſieb ſchlägt und ganz gleichförmig anfeuchtet. Man ſchlägt ſie in eiſernen ſchüſſelförmigen Gefäßen, worinnen ſie während des Gebrauchs verbleiben. Die vorher mit Thonwaſſer ausgeſchlämmte Schüſſel wird ganz locker und ſehr gehäuft mit dem vorgerichteten Mergel ausgefüllt und dieſer mit der flachen Hand erſt nur leiſe und nachher immer ſtärker feſtgedrückt, bis er ſich auf ſolche Weiſe nicht weiter verdichten läßt. Hierauf nimmt man einen hölzernen Stößel und ſchlägt damit den Mergel vollends feſt, bis er keinen Eindruck von dem Daumen mehr annimmt. Die Vertiefung des Teſts (die Spur) wird ſodann mit einem krummen Spurmeſſer 9—11 Zoll weit und circa 3 Zoll tief ausgeſchnitten, ſo daß der Teſt auf ſeinem Boden ohngefähr 1½ Zoll, an dem Rand aber etwas weniger Stärke behält und die ausgeſchnittene ſchüſſelförmige Fläche mit Thonwaſſer überpinſelt und mit Beinaſche überpudert, zuletzt auch noch mit einer meſſingenen Kugel geglättet. Die Beinaſche gibt nicht allein wegen ihrer Milde und Zartheit eine gute Oberdecke, ſondern dient auch vorzüglich dazu, das Graben des Silbers zu verhüten. Das ganze Teſtſchlagen ſetzt übrigens, wenn die Teſte gut ausfallen ſollen, gewiſſe Handgriffe voraus, die ſich nur praktiſch erlernen laſſen. — Da bald kleinere, bald größere Silberpoſten behandelt werden, ſo iſt es nöthig, ſtets Teſte von verſchiedenen Größen in Vorrath zu haben. Ueberhaupt muß immer auf ſtarken Vorrath gehalten werden, damit die Teſte recht tüchtig austrocknen können. — Die Schüſſel, welche den Teſt enthält, wird völlig wagerecht und ſo tief in die Heerdöffnung eingeſetzt, daß ihr Rand mit den Heerdplatten abſchneidet und um ihr eine feſte Unterlage zu geben, bettet

man ſie auf Aſche oder alten Mergel, welche vorher in die Heerdöffnung geſtürzt werden.

Dann trägt man das Blickſilber, welches ſchon unmittelbar nach dem Abtreiben, als es noch heiß war, zerſtückt und um das Aufritzen der Teſtfläche zu vermeiden, von ſcharfen Ecken befreit wurde, behutſam in den blos lufttrocknen Teſt ein, ſtellt es möglichſt aufs Hohe und überhaupt ſo, daß es der Wind gut durchſtreichen kann, auch nichts davon über den Rand herausragt, legt vor das Gebläſe einige glühende Kohlen und umgibt nun den Teſt mit einem hohen blechernen Kranze, den man mit Holzkohlen ausfüllt. Hierauf wird das Gebläſe angelaſſen und war die Hitze gut getroffen, ſo iſt das Silber ohngefähr nach einer kleinen halben Stunde eingeſchmolzen und in treibender Bewegung. Sobald als das Treiben eingetreten iſt, muß die Temperatur gemäßigt werden, weil außerdem eine ſtarke Silberverflüchtigung Statt finden würde. Auch darf nun nicht mehr jene große Berührung des Metalls mit der Kohle bleiben, welche beim erſten Einſchmelzen nöthig war. Sie würde nur das Feinmachen erſchweren, bei dem es eben ſo auf die Oxydirung der Nebenbeſtandtheile ankömmt, wie beim Abtreiben. Aus dieſen Gründen wird der Blechmantel wieder abgenommen, alle Kohle vom Silberſpiegel abgezogen und die zum Fortſetzen des Treibens erforderliche Hitze blos dadurch unterhalten, daß man einige ganze dünne und trockne Holzſcheite zwiſchen Formwand und Teſt legt, auf welche jedoch noch einige Kohlen geworfen werden, da außerdem die Temperatur doch nicht groß genug ſeyn würde. Der Windſtrahl führt nun die aus dem Holze hervorbrechende Flamme über das Silber hinweg, ſobald aber die Scheite ſo weit verbrannt ſind, daß ſie mit ihrer Kohlendecke auf das Silber fallen, müſſen ſtets die Brände und Kohlen ſogleich entfernt und friſche Holzſcheite vor die Formwand geworfen werden.

Von Zeit zu Zeit und wenigſtens in jeder Viertelſtunde ein Mal rührt man das treibende Silber mit einem eiſernen Haken um, damit die im Grunde des Bads enthaltenen Unreinheiten beſſer in die Höhe und vor den Wind kommen können. Der Haken muß vorher gut abgewärmt worden ſeyn und — um Beſchädigungen des Teſts zu verhüten — eine ganz zuſammengekrümmte Geſtalt haben.

Mit Ausnahme der kohligen Abzüge, welche, da ſie oft etwas metallhaltig ſind, gehörig geſammelt und auf die Bleiöfen gegeben werden, finden eigentliche Gekrätzabzüge bei dem Freiberger Feinbrennen nur ſehr ſelten Statt. Blos bei ungewöhnlich wildem Blickſilber ſcheidet ſich ſo viel Unreines aus, daß es mit dem Haken abgeſtrichen werden kann. Dagegen zeigen ſich in der Regel auf der Oberfläche des Silbers nur ſogenannte Fettpunkte, welche aus Glätte, Kupferoxyd und andern oxydirten Subſtanzen beſtehen, ſich

allmälig während des Treibens nach der Peripherie begeben und dort von der Teſtmaſſe eingeſogen werden.

Wenn ſich nach und nach dieſe Fettpunkte gänzlich verloren haben, das Silber mit bunten Farben überlaufen und ganz weiß und waſſerhell geworden iſt, ſo taucht man ein eiſernes warm gemachtes Probenhäkchen in daſſelbe ein und beurtheilt aus dem Anſehn des Silbertropfens, welcher daran haften bleibt, ob das Silber fein genug iſt, um abgekühlt werden zu können. In dieſem Fall erſcheint der birnenförmige, dunkelroth glühende Tropfen ganz fleckenlos, indem er aber erkaltet, überläuft er von oben herein für einen Augenblick mit einem noch dunklern, eben ſo fleckenloſen Schatten, auf welchen ſpäter nicht nur die reine weiße Farbe des Silbers, ſondern auch ein Aufſprazen folgt. Eben ſo zeigt es einen ſchon hohen Grad von Feine an, wenn das Metall auf dem Teſte ſo blank iſt, daß ein darüber gehaltenes Stück Eiſenblech ſich darinnen wie in dem hellſten Spiegel abſpiegelt. Sobald das Silber rein genug befunden worden iſt, wird abgeſchätzt, alles Feuer weggenommen und das Brandſtück mit Waſſer abgekühlt.

Dieſes Abkühlen muß mit Vorſicht geſchehen, das Waſſer anfänglich nur ſparſam aufgegoſſen, auch ſolches heiß und ja nicht kalt angewendet werden, weil ſonſt gefährliche und mit großen Silberverluſten verbundene Exploſionen entſtehen können. Man bedient ſich hierzu einer kupfernen Kelle mit drei kleinen Oeffnungen, durch welche das Waſſer ſo lange zugelaſſen wird, bis das Silber erſtarrt iſt.

Das Sprazen (Aufſpritzen) iſt indeſſen zur Reinheit des Silbers nicht durchaus nothwendig und oft ein ungeſpraztes Silber beſſer und feiner als ein geſpraztes. — Man gibt daher jetzt wenig mehr auf dieſe Erſcheinung und ſucht ſie ſogar ſorgfältig zu vermeiden, da ſie gewöhnlich mit etwas mechaniſchem Silberverluſte verbunden iſt.

Die Urſache des Sprazens wird vorzüglich kleinen Mengen von Sauerſtoffgas zugeſchrieben, womit ſich das flüſſige Silber zu vereinigen ſcheint und welche im Augenblick des Erkaltens wieder entweichen, kann aber zum Theil auch in der ungleichen Abkühlung liegen. Ausgeworfener Kohlenſtaub verhindert das Sprazen. Eben ſo findet daſſelbe ſelten oder nicht ſtatt, wenn das erſte Löſchwaſſer genau auf die Mitte der konvexen flüſſigen Silbermaſſe gegoſſen wird, wogegen gern Auswüchſe in der Mitte erfolgen, ſo bald das erſte Löſchwaſſer das Silber blos auf dem Rande trifft, ſo daß der Mittelpunkt ſich längere Zeit als das Uebrige heiß und flüſſig hält. Darum wurde auch zu der Zeit, als man noch geſpraztes Silber verlangte, immer zuerſt nur am Rand abgelöſcht.

Das Silber wird, wenn es erſtarrt iſt, mit Teſt und Schüſſel aus dem Heerde gehoben, auf einen Dreifuß geſetzt, mit einem

Beſen und Waſſer abgeſcheuert und dann ſo lange in Ruhe gelaſſen, bis es nicht mehr roth glüht. Dann läßt man es vom Teſt ab, ſchlägt aus dem Gröbſten den anhängenden Mergel los und läßt es noch einige Zeit weiter an der Luft abkühlen, weil, wenn man es zu heiß ins Kühlfaß bringen wollte, es leicht Waſſer anziehen könnte, wodurch die Probe unrichtig werden würde.

Das Silber wird hierauf abgelöſcht; um jedoch hierbei alles noch mögliche Waſſerziehen zu verhüten, wird blos die obere ebene und ſchon am meiſten abgekühlte Fläche ins Waſſer geſetzt und die untere Rundung davon freigehalten. —

Iſt nun das Brandſtück ſo weit erkaltet, daß es ſich handhaben läßt, ſo nimmt man es aus dem Kühlfaſſe heraus, ſchlägt es auf zwei entgegengeſetzten Kantenſeiten etwas zuſammen, damit es beim Münzſchmelzen beſſer mit der Zange gefaßt werden kann, reinigt es mit einem Schröter, einer Drahtbürſte und der Feile vollſtändig von noch anhängenden Mergel- und Kohlentheilen und öffnet mit einem Spitzmeißel die Blaſen, die ſich etwa auf der Oberfläche befinden, um die darunter befindlichen Waſſer- oder Lufttheilchen vollends zu entfernen.

Das Blickſilber verlangt beim Feinbrennen um ſo mehr Hitze zum Lauterwerden und gibt ſeine Rückhalte an Kupfer, Arſenik, Antimon ꝛc. um ſo ſchwerer her, je freier es von Blei iſt. Es kommen daher auch Fälle vor, wo der Silberbrenner ſich genöthigt ſieht, ſogar noch metalliſches Blei in kleinen Stückchen zuzuſetzen. Dieſer Bleizuſatz, welcher nach Befinden auf die 50märkige Poſt 2—4 Pfde. betragen kann, macht das Silber flüſſiger und führt die Nebenbeſtandtheile vollſtändiger in den Teſt.

Er wird in Zwiſchenräumen wiederholt und um ſo ſtärker angewendet, je größer die Verunreinigungen ſind.

Bei Blickſilber, welches ſchwer treibt und viele Neigung zum vorzeitigen Erſtarren zeigt, wird wohl auch etwas Kupfer (1 bis 2 Loth auf die Brennpoſt) nachgetragen. Ein ſolcher Kupferzuſatz bringt mehr Leben und Hitze in das Metallbad, darf aber nur mit Maas erfolgen, weil außerdem kupfriges Brandſilber entſtehen würde. Beiderlei Zuſätze ſind indeſſen nur als Ausnahmen von der Regel zu betrachten.

Der Bruttoabgang vom Blickſilber beim Feinbrennen iſt ſehr verſchieden, je nachdem das Blickſilber unrein war und ſchwächer oder ſtärker angegriffen werden mußte. Am gewöhnlichſten beträgt er zwiſchen 2 und 3 Prozent, wobei jedoch die Raspelſpähne wieder mit zum Ausbringen gerechnet ſind. — Der Nettoabgang an Feinſilber hat noch nicht genau ermittelt werden können, weil die Feinproben vom Blickſilber ein zu wenig ſichres Anhalten geben, da deſſen Feingehalt zu ungleichförmig iſt.

Die Zeit, welche zum Feinbrennen einer Poſt von durchſchnittlich 50 Mark Blickſilber nöthig iſt, richtet ſich ſehr nach der Beſchaffenheit des Silbers und zugleich nach der Temperatur, welche vorzüglich beim Einſchmelzen gegeben wurde. Sie wechſelt von 1½ bis 3 Stunden.

Der Brennmaterialaufgang ſteht mit der Länge der Brennzeit in Verbindung. Nach einem Durchſchnitt von vielen Brennpoſten betrug er auf 100 Mark Brandſilber

4,371 Kubikfuß Holzkohlen und

2,480 = Scheitholz.

Beim Feinbrennen kommen verſchiedene reiche Abfälle, welche nach und nach geſammelt werden müſſen.

## XI. Nacharbeiten mit dem Bleiſtein.

Der bei der Bleiarbeit entſtandene Bleiſtein hat wegen ſeiner Silber=, Blei= und Kupfergehalte noch vielen Werth und wird ſorgfältig geſammelt.

Wenn eine Partie davon beiſammen iſt, ſo röſtet man ihn auf dieſelbe Art wie den Rohſtein (ſ. Bleiarbeit) und verſchmelzt ihn dann mit Zuſchlägen von noch mehr Blei, von Roharbeitsſchlacken und von Kupfererzen. Das zugeſchlagene Blei nimmt dabei in Verbindung mit dem ſchon im Steine befindlichen Blei den größten Theil des Silbers in ſich auf und ſcheidet ſich als Werkblei aus; das meiſte Eiſen des Bleiſteins und die Erden des Kupfererzes vereinigen ſich mit der Rohſchlacke zu Bleiſteinſchlacke, welche wieder in die Roharbeit kömmt; das Kupfer dagegen, deſſen Verwandſchaft zum Schwefel groß iſt, bleibt in dem Steine, welcher ſich aufs Neue über dem Werkblei bildet und nun den Namen Kupferſtein führt. — Je mehr Schwefel beim Röſten des Bleiſteins zurückblieb, je größer iſt die Menge des ſich erzeugenden Kupferſteins.

Dieſer Kupferſtein wird ebenfalls durch Röſtung in freien Haufen entſchwefelt und mit etwas Quarz oder Rohſchlacke umgeſchmolzen. Beide Zuſchläge abſorbiren ſeinen Eiſengehalt und führen ihn in die ſich formirende Schlacke. Das Kupfer aber wird größtentheils nun metalliſch als Schwarzkupfer (unreines Kupfer) ausgeſchmolzen. Es enthält noch Silber und kömmt auf die Saigerhütte Grünthal, wo man es entſilbert und vollends rein macht. Wir halten uns bei dieſen Arbeiten nicht auf, da ſie bekannt ſind und im ſiebenten Kapitel nochmals abgehandelt werden.

Der ſogenannte Lech, welcher beim Verſchmelzen des Kupferſteins neben dem Schwarzkupfer fällt, iſt ein ſehr kupferreicher Kupferſtein, den man wie gewöhnlichen Kupferſtein behandelt.

Die bleiiſchen Produkte von der Abtreibearbeit werden, da ſie nicht ſämmtlich als Glätte verkauft werden können, an-

geſriſcht, welcher Proceß auch zu bekannt iſt, um ihn hier noch beſchreiben zu brauchen. Um ganz reines Blei darzuſtellen, wird das gewöhnliche Friſchblei ausgeſaigert. — Der Abſtrich wird beſonders angefriſcht und um das daraus erfolgende Blei zu reinigen, wird es verblaſen.

### XII. Das Umſchmelzen alter Haldenſchlacken.

Bei Unterſuchung der alten hohen Schlackenhalden, welche ſich im Laufe von ſechs Jahrhunderten in der Umgebung der Freiberger Hüttenwerke aufgehäuft haben, fand ſich, daß ein Theil dieſer Halden noch ſo ſilberhaltig war, daß von 100 Ctrn. Schlacken, die von dergleichen Punkten entnommen wurden, circa 2 Mark Silber ausgebracht werden konnten. — Es entſtand daher die Frage, ob ſolche Schlacken nicht umzuarbeiten ſeyen? eine Frage, welche bei der in jenen Halden verborgenen ſehr großen Silbermaſſe gewiß natürlich und von Gewichte war. — Die frühern Verſuche bei kalter Gebläſeluft ſchlugen indeſſen fehl. Als Zuſchläge bei der Blei- und Roharbeit ließen ſich die Schlacken nicht anwenden, denn dazu waren ſie zu ſaiger und zu einer ſeparaten Verſchmelzung waren ſie noch zu arm. Es wurde zwar noch verſucht, ſie vorher aufzubereiten und zu Schlackenſchliech zu ziehen, doch auch dieſes Verfahren konnte der hohen Aufbereitungskoſten wegen nicht beibehalten werden.

Als hierauf die obere Muldner Schmelzhütte zwei Wärmapparate zum Erhitzen der Gebläſeluft erhielt, nahm man nochmals die Umſchmelzung der gehaltreichern alten Schlacken vor und nun geſtalteten ſich plötzlich die Verhältniſſe ganz anders. Der Brennmaterialaufwand betrug jetzt nur noch circa 55 Proz. von dem frühern, die Förderung wurde raſcher, man gebrauchte daher auch weniger Arbeitslöhne und beides änderte die frühern Geldverluſte in einen baaren Gewinn beim Schlackenſchmelzen um, welcher, je nachdem die Schlacken ärmer oder reicher, ſtrenger oder leichtflüſſiger waren, bald weniger, bald mehr betrug.

Seitdem iſt das Umſchmelzen der alten Schlacken ununterbrochen als eine Nebenarbeit in einem oder zuweilen auch in zwei Oefen unter Anwendung heißer Gebläſeluft fortgeſetzt worden.

Die Schlacken werden nicht mit Kratzen, ſondern mit Harken von den Halden abgefüllt, damit die Kläre zurückbleibt, denn obſchon dieſelbe in der Regel mehr Silber als die groben Stuffen enthält, da ſich unter ihr mehr verwitterter Rohſtein befindet, ſo vermeidet man doch, möglichſt viel Schlackenklein auf den Ofen zu bringen, da das Schmelzen dadurch ſtets ſtreng und koakfreſſend wird. Die Urſache liegt theils darinnen, daß die Kläre leicht den

Ofen verſetzt, vornehmlich aber liegt ſie in einer Verunreinigung der letztern mit Ofenſteinen und Geſtübbe.

Eben ſo werden ſtrenge oder ſehr arme Schlackenſorten, z. B. gewiſſe lauchgrüne erdenreiche Schlacken, nicht mit verarbeitet und wenn ſie ſich unter beſſern Sorten befinden, ausgeklaubt und zurückgeworfen.

Der Ofen wird wie ein Rohofen zugeſtellt, jedoch im Schmelzraume ſtatt mit Bruchſteinen mit gutgebrannten Ziegeln ausgefüttert, um die Eiſenſauen, welche ſich anlegen und oft zu bedeutenden Maſſen anwachſen, nach dem Ausbrennen beſſer ausbrechen und gewinnen zu können.

Der Schlackenſchicht werden nach Erfordern 3—6 Proz. und wenn das Schmelzen ſtreng geht, noch mehr friſche Bleiarbeitsſchlacken beigemengt. Sie ſind das beſte und wohlfeilſte Flußmittel. Auch ein kleiner Zuſchlag von Kalkmergel hat bei einzelnen Schlakkenſorten gute Dienſte geleiſtet.

Die Arbeit geht ohne Behinderung. Die Gebläſeluft wird bis zu 250—270 Graden C. erwärmt und das Schmelzen nach erfolgtem Abwärmen des Ofens mit zwei Trögen Bleiſchlacken begonnen, denen ſodann die regelmäßigen Schichtſätze folgen. Anfänglich gibt man nur zwei Tröge Schicht auf ein Schienenfaß Koak, nach und nach ſteigt man jedoch mit dem Satzverhältniſſe, ſo daß auf ein Aufgeben von drei Schienfaß Koak acht bis-zehn Tröge Schicht geſetzt werden.

Die Naſe hält ſich meiſtens kurz, licht und nach unten etwas gebogen, das Schmelzen wird wenig von Bühnen oder andern Ofenbrüchen und Geſchuren beſchwert und hat einen ſaigern Charakter, in der Sohle aber findet man gewöhnlich nach dem Ausbrennen eine Eiſenſau von mehr und minderm Gewicht.

Ohne die Zuſchlagſchlacken laſſen ſich in 24 Stunden zwiſchen 70 und 80 Ctr. Haldenſchlacken durchſetzen und je nachdem dieſe Schlacken leicht- oder ſtrengflüſſig ſind, verlangt 1 Ctr. derſelben 0,35 bis 0,48 Scheffel Koak. — Dabei hat man wahrgenommen, daß in zweiförmigen Oefen die Förderung durchſchnittlich immer etwas größer und der relative Koakverbrauch kleiner iſt, als im einförmigen Ofen.

Beim Schmelzen ſaigert ſich ſo viel Rohſtein aus, daß in 24 Stunden gewöhnlich zwei Abſtiche, jeder zu 3—4 Ctrn., gemacht werden können.

Der Schlackenrohſtein, welcher zugebrannt und zur Bleiarbeit abgegeben wird, enthält im Centner 3—4½ Loth Silber und zuweilen auch einiges Blei und Kupfer. Er läuft in der Regel ſehr matt, oft ſo matt, daß er ſchon während des Ablaſſens erſtarrt und kaum abgeſtochen werden kann. Bemerkt man, daß er einen ſolchen Charakter annimmt, ſo vertheilt man etwas klaren Kies auf

die Schlackenſchicht, wodurch das Produkt flüſſiger und das ſich im Vorheerd abgeſetzte ſteinige Geſchur wieder aufgelöſt wird. Uebrigens bemerkt man an dieſem Schlackenrohſtein beim Abſtechen eine ſtarke Entwicklung weißer Dämpfe und auf ſeiner Oberfläche zahlloſe blendend weiße Flammen, welches beides auf ſtarke Zinkgehalte hindeutet, der ſich zu 6 Proz. ergab.

Die abfallenden Schlacken ſind beinahe ſilberlos und kommen auf die Halde. Zuweilen ſind ſie ſo zäh, daß ſie nicht über die Gaſſe laufen wollen, ſondern abgeſtrichen werden müſſen, doch gehört dieſes mehr zu den Ausnahmen.

Verſuche mit Einlaſſung von Waſſerdämpfen durch die Form ſind auch bei der Rohſchlackenarbeit bis jetzt nicht gelungen und haben ein zu ſtarkes Anwachſen der Naſe herbeigeführt.

Im Ganzen genommen ſteht zu erwarten, daß bei der enormen Größe alter Schlackenvorräthe nach und nach durch dieſes Umſchmelzen eine höchſt bedeutende Quantität ſchon verloren gegebenen Silbers dem Lande wieder gerettet werden wird und es kommt nur noch darauf an, diejenige Ofenkonſtruktion aufzufinden, welche für dergleichen Schlackenſchmelzen die vortheilhafteſte iſt.

---

Ehe wir jedoch unſere Betrachtungen der Freiberger Schmelzproceſſe verlaſſen, wollen wir noch Einiges über den Betrieb der Freiberger Schmelzproceſſe mit erhitzter Gebläſeluft ſagen, welches hier überſichtlicher als bei den einzelnen Proceſſen geſchehen kann*).

Obwohl die Anwendung der erhitzten Luft auf den Silber-, Kupfer-, Blei- und Zinnſchmelzhütten überall nicht mit demſelben glücklichen Erfolge gekrönt worden iſt, wie bei dem Eiſenhüttenbetriebe, ſo iſt doch auch auf dieſen Werken mancher Vortheil daraus erwachſen. So ſahen wir bereits weiter oben, daß der glückliche Erfolg des Zugutemachens der alten Haldenſchlacken nur der erhitzten Luft zuzuſchreiben iſt.

Auch bei der Freiberger Roharbeit hat die erhitzte Gebläſeluft Vortheile gebracht. Sie beſtehen vorzüglich in Koaksersparung und ſtärkerer Förderung, ſie ſind ſich aber nicht in allen Zeiten gleich geblieben. In den Jahren 1836 und 1837 erſparte man an Koaks 27,29 Proz., an Zuſchlag von Bleiſchlacken 29,57 Proz., ſetzte 35,44 Proz. mehr an Erz durch, brachte aber dagegen 22,59 Proz.

---

*) Entnommen aus einer Abhandlung des würdigen hüttenmänniſchen Veteranen Lampadius, in Erdmanns Journal, zweite Reihe. Bd. 16 oder 1839, 1. Bd. S. 220 ꝛc.

weniger Rohſtein aus. Da jedoch der mit heißer Gebläſeluft erzeugte Rohſtein bei gleichem Gehalte der Beſchickung reichlich 5löthig ausfällt, wenn der Gehalt des bei kalter Luft erzeugten nur 4löthig iſt, ſo leuchtet ein, daß mit dieſer Rohſteineinbuße kein Verluſt an Silber verbunden iſt. Man hat in dieſer Hinſicht die Beobachtung gemacht, daß die heiße Luft mehr als die kalte zu einer theilweiſen Zerſetzung und Oxydation des Schwefeleiſens führt, ſo daß bei erſterer eiſenoxydulreichere Schlacken entſtehen, welche in Folge ihrer leichten Erſtarrbarkeit mehr Rohſteintheilchen mechaniſch eingemengt zurückhalten, welches vermieden wird, wenn man die Beſchickungen etwas quarzreicher macht.

Bei dem um circa 22 Proz. verminderten Rohſteinausbringen kömmt es daher vorzüglich in Freiberg darauf an, ob der übrigbleibende Rohſtein ausreichend für den guten Betrieb der Bleiarbeit iſt oder nicht. Im erſtern Fall, und ſo hat es ſich bis jetzt verhalten, kann der fehlende Rohſtein, als Fluß- und Niederſchlagsmittel betrachtet, nicht beſonders verwerthet werden; im letztern Falle würde deſſen Werth mit dem Mangel deſſelben bei der Bleiarbeit ſteigen. Der Meinung des Hrn. ꝛc. *Lampadius* nach kann aber das letztere, ſelbſt bei vermindertem Rohſteinausbringen, bei dem Betriebe mit erhitzter Gebläſeluft nicht Statt finden, da dieſer in dem Verhältniß, als deſſen weniger fällt, *eiſen- und ſilberreicher* wird. Im Jahr 1836 unterſuchte er auf berghauptmannſchaftliche Veranlaſſung die beiden im genannten Jahre gefallenen verſchiedenen Rohſteinſorten auf ihren Eiſen- und Silbergehalt und fand in dem durch erhitzte Luft ausgebrachten in 100 Theilen: Eiſen 72,122 und Silber 0,156 = 5,5 Loth Silber im Centner. In dem durch kalte Luft ausgebrachten Rohſteine fanden ſich 64,200 Eiſen und 0,122 Silber = 4,3 Loth im Centner. Wenn daher das Eiſenoxydul im geröſteten Rohſtein als Flußmittel dadurch wirkt, daß es Kieſel aus der Beſchickung zur Bleiarbeit abſorbirt und als Niederſchlagsmittel dadurch, daß ein Theil deſſen Gehalts an Eiſenoxydat ſich reducirt und Schwefelblei zerſetzt, ſo dürfen wir nur in dem Verhältniß, als derſelbe eiſenreicher iſt, *abbrechen*, um dennoch einen eben ſo guten Ofengang bei der Bleiarbeit zu gewinnen. Ueberdies würde ſich auch, wie weiter zu verſuchen ſteht, wohl ein Röſtfeuer bei dieſem eiſenreicheren Rohſtein abbrechen laſſen. Da man übrigens aus Kieſen, denen man durch Abtreiben im Schwefelofen einige Atome ihres Schwefelgehalts entzogen hat, ebenfalls guten Rohſtein erzeugen kann und ſelbſt vorgeröſtete Kieſe bei ſogenannter *halber Roharbeit*, wie zu Fahlun, noch Rohſtein zum Verbleien brauchbar, liefern, ſo kann das verminderte Rohſteinausbringen eher als vortheilhaft, denn als nachtheilig betrachtet werden, ja es würde gut ſeyn, ſämmtliche Zuſchlagkieſe bei der Freiberger

Digitized by Google

Arbeit ſchwach abzuröſten, wonach dann auch die Beſchickung weniger heißgrädig durch den Ofen gehen würde.

Zum Beweiſe der in Freiberg durch das neue Schmelzverfahren erlangten Vortheile mag folgende Vergleichung des Betriebs der Roharbeit beider Schmelzarten, in den Jahren 1836 und 1837 durchgeführt, dienen. Sie iſt nach einer höchſt ſorgfältigen Berechnung des Hrn. Oberhüttenmeiſters Merbach entworfen. Es wurden in genannten beiden Jahren auf der Muldner Schmelzhütte überhaupt bei dem Betriebe der Roharbeit verſchmolzen:

15714 Ctr. Erz mit bis gegen 200° C. erhitzter Luft und
35109 Ctr. Erz mit kalter Gebläſeluft.

Dabei ergaben ſich durchſchnittlich folgende Reſultate:

A. Förderung in 24 Stunden für den Ofen:
33,72 Ctr. Erze bei Nro. 1 (erhitzter Gebläſeluft);
24,90 Ctr. = = = 2 (kalter Gebläſeluft).

B. Bedarf an Flußmittel für 100 Ctr. Erz:
75,019 Ctr. bei Nro. 1.
107,300 = = = 2.

C. Brennmaterialaufwand auf 100 Ctr. Erz:
1) Koaks 74,25 Schffl.*) bei Nro. 1.
= 102,22 = = = 2.
2) Holzkohlen (weiche) 1,645 Körbe**) bei Nro. 1.
= = 2,706 = = = 2.
3) Torf zum Abwärmen des Heerds und zum Heizen der Apparate . . . . . . . . . . . . . 9,63 K. bei Nro. 1.
Zum Abwärmen allein . . . . . . 0,925 = = = 2.

D. Rohſteinausbringen nach Prozenten:
45,062 Ctr. bei Nro. 1.
57,164 = = = 2.

E. Silbergehalt der Rohſteine:
45,062 Ctr. à 5,5 Loth = 15,490 Mark.
57,164 = à 4,3 = = 15,362 =

F. Erſparungen bei der Verſchmelzung der Geſammtbeſchickungen:
165 Schmelztage,
4389 Schffl. Koaks,
$13\frac{1}{12}$ Wagen weiche Holzkohlen.

G. Mehrverbrauch zur Erhitzung der Luft:
114 Wagen Torf.

Zum Belege des vortheilhaften Betriebs des Umſchmelzens alter Rohſchlacken dient folgende aus den Hüttenbetriebsakten gezogene Berechnung:

---

*) 1 Schffl. gleich 4,7 Leipz. Kubikf.
**) 1 Korb gleich 3 Schffl. oder 14,1 Kubikf.

Im Jahr 1837 wurden auf der Obermuldner Hütte über drei im Betriebe ſtehende Hohöfen verſchmolzen:

68880 Ctr. alte ausgehaltene Rohſchlacken.

Dieſe erforderten an Zuſchlägen:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| 992 Ctr. | Kieſe | 248 Thlr. | — Gr. | |
| 15962 „ | Blei und Bleiſteinſchlacken mit 124 Mark 11 Loth 1 Quentch. Silber und mit 419 Ctr. 62 Pfd. Blei | 775 „ | 22 „ | |
| 420 „ | Ofengekrätz mit 26 M. 4 L. Silber und mit 44 Ctr. Blei | 163 „ | 8 „ | |
| 17374 Ctr. | Ofengekrätz mit 150 M. 15 L. 19 Q. Silber und 461 Ctr. 62 Pfd. Blei | 1187 Thlr. | 6 Gr. | |

### An Arbeitslöhnen und Zeit.

| | | | |
|---|---|---|---|
| Für Schlackenaushalten und Tranſport | 561 Thlr. | — Gr. | 6 Pf. |
| Für Bedienung des Lufthei zapparats | 236 „ | 18 „ | 6 „ |
| 161 Wochen Arbeitelöhne bei drei Oefen | 2163 „ | 6 | 6 „ |

### An Brennmaterial:

| | | | |
|---|---|---|---|
| 44 Wagen 1 K. weiche Holzkohlen zum Anlaſſen | 319 „ | 1 | 10 „ |
| 391 Wagen 11 K. Torf | 1379 „ | 5 | 2 „ |
| und verſuchsweiſe 195 Schffl. böhmiſche Braunkohlen zum Heizen des Apparats und Abwärmen | 75 „ | 3 | 9 „ |
| 53597 Schffl. Koaks zum Verſchmelzen | 12761 „ | 11 | 2 „ |
| Summa | 18683 Thlr. | 5 Gr. | 5 Pf. |

### Ausgebracht:

| | | |
|---|---|---|
| 7566 Ctr. Rohſtein mit 1654 M. 9 L. 3 Q. Silber und 21 Ctr. 44 Pfd. Blei, 109 Ctr. 10 Pfd. Kupfer | 20931 Thlr. | 19 Gr. |
| 700 Ctr. Ofengekrätz mit 43 M. 12 L. Silber und 70 Ctr. Blei | 272 „ | 5 „ |
| Summa | 21204 Thlr. | — Gr. |

Daher Gewinn:

an Metallen 1547 M. 6 L. 2 Q. Silber.
109 Ctr. 10 Pfd. Kupfer.

dagegen Bleiverluſt 370 Ctr. 20 Pfd.

Reiner Geldüberſchuß = 2520 Thlr. 18 Gr. 7 Pf.

Auch auf der Antonshütte bei Schwarzenberg fielen ſchon die erſten Verſuche mit heißer Gebläſeluft bei der Roharbeit günſtig aus. Obgleich die dortige Rohbeſchickung ſtrengflüſſiger und kieſelreicher iſt, ſo konnte man doch bedeutend mehr durchſetzen, erſparte 4,27 Proz. an Zuſchlagkies, 5,06 Proz. an Flußſpath und 16,22 Proz. an Bleiſchlacken, ſo wie 22,80 Proz. an Koaks. Rohſtein fiel auch dort, wie zu Freiberg, weniger aber ſilberreicher und man hatte ſogar 0,57 Proz. weniger Silberverluſt als gewöhnlich*).

Bei der Freiberger Bleiarbeit iſt die neue Schmelzart mehrere Male verſucht, aber nicht beibehalten worden. Sie ſchien, ohne Geldvortheile zu gewähren, doch auf das Bleiausbringen nachtheilig zu wirken. Auch auf der Sophienhütte bei Goslar war ſie bei der Bleiarbeit nicht zuläſſig.

Bei der Bleiſteinarbeit iſt man auf den Freiberger Hütten über den Einfluß der erhitzten Gebläſeluft noch nicht recht im Klaren. Die Verſuchsreſultate fielen ſehr verſchieden und einander widerſprechend aus. Die hohe Temperatur der Luft ſcheint hier deshalb ungünſtig zu wirken, weil dieſer Proceß ſehr friſch geht und der Bleiarbeit verwandt iſt. Noch neuerlich, im Jahr 1838, wurde auf der Muldner Hütte Bleiſteinarbeit auf dieſe Weiſe über dem achten Ofen betrieben. Der Gang der Arbeit war zwar ganz gut und wenig zugeſetzte Rohſchlacken verhinderten ein zu friſches Schmelzen, aber die Förderung war ſchwach und das Bleiausbringen war ſehr ſchlecht und zwar mit einem Verluſte von 32 Proz.

Bei dem Abtreiben des Werkbleies hat die Anwendung erhitzter Luft mehr eine Verzögerung der Arbeit, ein geringeres Ausbringen und größere Koſten veranlaßt, daher man hier zu Freiberg auch bald dieſe Verſuche aufgab. Es kann ja bei dieſem Oxydationsproceſſe, bei welchem es auf eine mäßige gleichförmige Oxydation ankommt, nichts helfen, daß man die Hitze auf einem Punkte mehr concentrirt. Bei einem Treiben mit Steinkohlen, die eine ſtark rauchende Flamme geben, könnte allenfalls ein mäßiger Strom erhitzter Luft, in die räucherige Flamme geleitet, zum Verzehren des Rauches nützlich ſeyn, worüber noch Verſuche anzuſtellen ſind.

Das zu Freiberg verſuchte Glättfriſchen mit erhitzter Luft gab ebenfalls kein erwünſchtes Reſultat. Man erſparte zwar etwas Brennmaterial, aber nicht ein Mal ſo viel, um die Heizkoſten des Apparats dadurch zu decken. Friſchblei wurde weniger, obgleich von vorzüglicher Güte, ausgebracht. Es ging zu viel Blei-

*) Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann 1838, S. 49.

oxyd in die Schlacken, daher die Produktion des Schlackenbleies von ſchlechter Beſchaffenheit vermehrt wurde.

Die Verſchmelzung der Amalgamirrückſtände mit einem Zuſchlage von 36 Proz. Kieſen, 35 Proz. Kupferſchlacken und 35 Proz. Rohſchlacken fiel bei einem im Quartal Reminiſcere 1837 angeſtellten Verſuche nicht ganz ungünſtig aus; jedoch betrug der Geldverluſt auf 1 Ctr. verarbeiteten Rückſtands noch 7,6 Pfennige. Es ſollen aber dergleichen Verſuche noch fortgeſetzt werden.

Das Röſten der Beſchickung zur Bleiarbeit unter Anwendung erhitzter Luft brachte — wie es zu vermuthen ſtand — ebenfalls nur die Nachtheile eines größern Silberverluſtes, vorzüglich durch vermehrtes Auffliegen des ſtaubigen Dürrerzes und ſonſt keine Vortheile in Hinſicht auf Brennmaterial- und Zeiterſparung.

---

Von der zu Freiberg in Anwendung ſtehenden Amalgamation, welche jetzt im Durchſchnitt jährlich 70,000 Ctr. Erz verarbeitet und an 30,000 Mark feines Silber darſtellt, redeten wir ſchon im dritten Bande, Seite 531 ꝛc. und beſchrieben das Halsbrückner Amalgamirwerk mit Hilfe von Taf. 35 ziemlich vollſtändig. Aber auch dieſe Amalgamation hat ſeit 18—20 Jahren manche weſentliche Verbeſſerung erfahren. Herr ꝛc. Karſten handelt ſie im fünften Bande ſeiner Metallurgie, S. 598 ꝛc., ſehr vollſtändig ab und ſpäter erhielten wir auch ein treffliches Werk von dem Herrn Oberſchiedswardein und Oberhüttenamtsaſſeſſor Winkler in Freiberg darüber, unter dem Titel: „Die europäiſche Amalgamation der Silbererze und ſilberhaltigen Hüttenprodukte.“ Mit zwei lithogr. Taf. Freiberg 1833. Die neuern Verſuche und Verbeſſerungen bei der Freiberger Amalgamation findet man beſchrieben in dem jährlich zu Freiberg erſcheinenden Jahrbuche für den Berg- und Hüttenmann. Der Vollſtändigkeit und Ueberſichtlichkeit wegen geben wir hier einen kurzen Abriß der Amalgamation, wobei wir Schubarths techn. Chemie. I. 2. 362 ꝛc. folgen.

Beſchickung der zur Amalgamation beſtimmten Erze. Alle Erze, die über 7 Pfund Blei, ſo wie auch mehr als 1 Pfd. Kupfer enthalten, ſind von dem Anquickverfahren ausgeſchloſſen, indem das Blei das Amalgam in einem hohen Grad verunreinigt, das Kupfer aber verloren geht. Die für die Amalgamation paſſenden Erze werden ſo gattirt, daß die armen mit den reichen beſchickt ein Gemeng geben, welches im Centner durchſchnittlich 7½—7¾, höchſtens 8 Loth Silber enthält. Die vorzüglichſten Beſtandtheile der Erze ſind Schwefel, Silber, Schwefelſpießglanz, Wismuth, Schwefelarſenik, Schwefelkupfer, Schwefeleiſen, Schwefelblei (Nickel, Kobalt), Schwefelzink, verſchiedene erdige

Digitized by Google

Foſſilien. Eine Hauptſache iſt noch, daß die Amalgamirerze einen gehörigen Gehalt an Schwefel beſitzen, um das Kochſalz beim Röſten möglichſt vollſtändig zu zerlegen, dadurch Chlor frei zu machen, wodurch ſich Hornſilber bildet. Man beſchickt daher auch ſchwefelarme mit ſchwefelreichen nach erfahrungsmäßigen Verhältniſſen. Die Erzpoſten werden auf den Schichtſälen zur Beſchickung aufgelaufen, in ein ohngefähr 17 Ellen langes, $4\frac{1}{2}$ Ellen breites Rechteck geſtürzt, auf dieſes das nöthige Salz von dem Salzſaal herab durch Lutten geſchüttet und zwar auf 400 Ctr. Erz 40 Ctr. Salz oder $10\frac{8}{9}$, ſo daß die Erz- und Salzſchichten gleichmäßig abwechſeln. Dieſe werden ſodann gemengt, kleine Haufen, Röſtpoſten von $3\frac{1}{2}$, jetzt $4\frac{1}{2}$ Ctrn. gebildet.

Röſtung der Amalgamirerze. Die zum Röſten der Erzpoſten beſtimmten Oefen ſind Flammöfen, welche aus Ungarn abſtammen, mit Nichtkammern verſehen; ſie werden durch einen gemauerten Kanal vom Schichtſaal aus beſetzt. Das beſchickte Erzmehl wird auf dem Heerd ausgebreitet, unter ſtetem Wenden erſt getrocknet, dann das Feuer verſtärkt, wodurch das Erz ſich entzündet, glüht, wozu 1—2 Stunden erforderlich ſind, während dicke, weißgraue Dämpfe von Arſenik, Spießglanz und Waſſer entweichen. Hierauf nimmt das Abſchwefeln den Anfang, wobei eine blaue Flamme ſichtbar wird, welche unter Fortglühen der Maſſe an drei Stunden fortdauert; es wird fleißig gewendet, um die Oberfläche ſtets zu erneuern und das Zuſammenbacken zu vermeiden. Sobald kein ſchwefligſaures Gas mehr ſich wahrnehmen läßt, wird das Gahrröſten vorgenommen, d. h. durch erneuerte Feuerung die Zerlegung des Kochſalzes durch die erzeugten ſchwefelſauren Metallſalze bewirkt, Chlorgas wird frei, verbindet ſich mit den Metallen zu Chloriden, während die Schwefelſäure ſich mit dem Natron zu Glauberſalz vereinigt. Mit dem Wenden wird fortgefahren, bis genommene Proben nach dem Geruch völlige Abweſenheit von ſchwefligſaurem Gas bezeugen und nur noch ſalzſaures Gas anzeigen. Das Gahrröſten dauert gewöhnlich $\frac{3}{4}$ Stunden. — Zwölf bis dreizehn Oefen ſind im Gang, jeder röſtet in der Woche durchſchnittlich 100 Ctr.; aus den Nichtkammern werden jährlich 96—100 Ctr. Erzſtaub mit 32 Mark Silber ausgezogen, die gleich wie ein ungeröſtetes Erz beſchickt werden.

Die Röſtung kann eben ſowohl mit Steinkohlen als mit Holz geſchehen, nur müſſen im erſtern Falle die Oefen mehr Zug haben und mit Scheitholz angefeuert werden. Man verbraucht zur Röſtung von 100 Ctrn. Erz 120—140 Kubikfuß Dresdner Steinkohlen und $\frac{1}{10}$ Schrageholz.

Während des Gahrröſtens ſchwillt das Erz um $\frac{1}{4}$ ſeines frühern Volums auf, nimmt einen lockern Zuſtand und eine braune Farbe an; das gut geröſtete wird aus dem Ofen auf die gemauerte Hütten-

ſohle gezogen und nach dem Abkühlen durch grobe Durchwürfe gelaſſen, um die Klümpchen zu ſcheiden, welche gröblich zermahlen nochmals mit Kochſalz beſchickt, einer wiederholten Röſtung unterworfen werden; das Feinere aber wird geſiebt. Die Durchwürfe ſowohl als auch die Siebemaſchinen befinden ſich in Käſten eingeſchloſſen, um das Stäuben zu verhüten, welches theils nachtheilig auf die Geſundheit der Arbeiter wirken, theils auch Verluſte nach ſich ziehen würde. Durch die Siebe werden verſchiedene Sorten nach der Feinheit des Korns ſortirt; das Grobe und Mittlere wird geſchrotet und nochmals mit 2⅝ Salz beſchickt geröſtet, das Siebfeine wird auf die Mahlgänge gebracht, deren vierzehn vorhanden ſind. Die Einrichtung iſt mit der gewöhnlichen in Mahlmühlen ſehr übereinſtimmend, die Steine ſind von Granit, der Läufer macht 100—120 Umdrehungen in der Minute; das gebeutelte geröſtete Erz muß ſo fein ſeyn, wie das feinſte Getreidemehl, das gröbere wird wieder auf die Mühle gebracht.

Die Amalgamation. Das Verquicken geſchieht in horizontal liegenden, ſich um ihre Axe bewegenden Fäſſern; es ſind deren zwanzig, die je fünf in einer Reihe neben einander liegen; zwiſchen je zwei Reihen liegt eine Welle, auf welcher fünf Stirnräder in beſtimmten Entfernungen nach Maasgabe der Länge der zu bewegenden Fäſſer aufgekämmt ſind, welche die Fäſſer in Bewegung ſetzen und zwar je zwei, von beiden Seiten eins. Beiden Wellen wird durch ein großes Stirnrad, welches an der Waſſerradswelle befeſtigt iſt, die Bewegung mitgetheilt. Die Fäſſer ſind 2 Fuß 10 Zoll im Lichten lang, 2 Fuß 8 Zoll im Lichten weit, 3½ Zoll ſtark in den Dauben, ſie ſind mit eiſernen Reifen und eiſernen Böden verſehen und haben einen doppelten Spund, der mit einem eiſernen Bügel verſchraubt wird. Sie werden mittelſt hölzerner Lutten, die ſich in zwilchene Beutel endigen, mit 10 Ctr. gebeuteltem Erzmehl gefüllt, nachdem vorher 3 Ctr. Waſſer aus einem bleiernen Kaſten mit Rohr und Hahn hineingelaſſen worden; hierauf werden noch ¾—⅞ Ctr. Eiſenplatten, welche aus Stabeiſen 1½ Zoll lang und breit und ⅜ Zoll ſtark geſchrotet ſind, hinzugeſetzt und von Zeit zu Zeit, da ſie aufgelöſt werden, erneuert. Das Gemeng, welches die Fäſſer zu ⅔ anfüllt, läßt man nun, nachdem der Spund feſt verſchloſſen worden, 1½—2 Stunden lang umgehen, bis ſich das Waſſer mit dem Erz zu einer gleichförmigen, breiartigen Maſſe gemengt hat. Iſt dies gehörig geſchehen, ſo werden mittelſt einer Röhrenleitung und eines beweglichen Gerinns 5 Ctr. Queckſilber hinzugeſetzt, worauf das Faß wieder verriegelt und in Umgang geſetzt wird und vierzehn bis ſechzehn Stunden lang (früher achtzehn Stunden) in ſteter Bewegung bleibt, indem ſich daſſelbe 20—22 Mal in der Minute um die Axe bewegt.

Während des Umgangs werden die Fäſſer zwei Mal ausgerückt, geöffnet, die Dicke des Quickbreies geprüft, falls er zu dick, etwas Waſſer, falls er zu dünn, etwas Erzmehl zugeſetzt, denn eine erfahrungsmäßige Conſiſtenz iſt eine wichtige Bedingung zum guten Erfolg; iſt nämlich die Maſſe zu ſteif, ſo kommen die Quickkügelchen nicht gehörig mit allen Theilen des Erzes in Berührung und iſt ſie zu dünn, ſo ſenken ſie ſich zu ſehr nach unten. Während des Umgehens nimmt die Temperatur zu, ſo daß ſie auch im heftigſten Winter nach 8—10 Stunden Umgang 38—44° beträgt. Der chemiſche Proceß, welcher in den Fäſſern Statt findet, iſt folgender: Durch Eiſen werden die im geröſteten Erzmehl vorhandenen Chlormetalle zerſetzt, es bildet ſich Eiſenchlorür, das Kupferchlorid wird theils Chlorür, theils zu metalliſchem Kupfer reducirt, Silber metalliſch gefällt; das Queckſilber löſt das Silber, Kupfer, Blei, Spießglanz auf und bildet ein Amalgam. Iſt das Eiſen nicht in gehöriger Menge vorhanden oder hat es vor dem Zuſatz des Queckſilbers nicht lange genug eingewirkt und die Chloride in Chlorüre verwandelt, ſo bildet ſich auch Chlorqueckſilber (Kalomel), welches verloren geht. In dem Waſſer bleiben gelöſt: Glauberſalz, unzerlegtes Kochſalz, Eiſen-Manganchlorür u. a. m.

Nach Vollendung des Anquickproceſſes werden die Fäſſer mit Waſſer völlig gefüllt, langſam in Umgang geſetzt, ſechs bis acht Mal in der Minute, wodurch binnen 1—1½ Stunde möglichſt viele Amalgamtheile ſich am Boden der Fäſſer vereinigt haben und durch die Verdünnung der durch das Kochſalz in Auflöſung erhaltene Antheil Hornſilber niedergeſchlagen und zerlegt wird. Darauf wird durch den im großen Spund angebrachten kleinen Spund und ein Anſatzrohr mit Hahn das Amalgam abgelaſſen, welches durch eine Röhrenleitung nach der Amalgamkammer fließt. So wie der braune Rückſtand ſich zeigt, wird der Hahn geſchloſſen, der große Spund geöffnet und das Faß in die Waſchbottiche entleert, das Eiſen aber zurückgehalten; der Rückſtand iſt bis $\frac{1}{16}$ oder $\frac{1}{20}$ Loth im Centner entſilbert. Das Entleeren ſämmtlicher Fäſſer, ſo wie das Füllen derſelben, dauert jedes eine Stunde, ſo daß der ganze Proceß in 18—20 Stunden vollendet iſt (ſonſt in 24), nämlich: eine Stunde Füllen, 14—16 Stunden Amalgamiren, 1½ Stunde Verdünnen, eine Stunde Entleeren; es können jetzt in vierzehn Tagen 3200, ſonſt nur 2800 Ctr. Erz amalgamirt werden.

Aufwand bei der Amalgamation 1815 auf 100 Ctr. Erz 14,5 Pfd. Eiſen, 2 Pfd. 25 Loth Queckſilber (nach andern Angaben muß es mindeſtens doppelt ſo viel betragen), alſo auf die Mark Silber 1,89 Loth Queckſilber.

Seit 1822 ſind Verſuche mit der warmen Amalgamation in gußeiſernen Probefäſſern angeſtellt worden, welche durch Kohlenfeuer auf 60—70° R. erwärmt wurden, die erſten Verſuche in Fäſſern

von 3,2 Kubikfuß Inhalt, die letzten in ſolchen von 16 Kubikfuß. Die Rückſtände waren ſchon nach zehn Stunden bis auf ¼ Loth entſilbert, nach achtzehn Stunden bis auf $\frac{8}{10}$—$\frac{9}{10}$; in der zehnten Stunde war der Rückſtand von derſelben Beſchickung kalt amalgamirt $\frac{3}{20}$ Loth; allein der Verluſt an Queckſilber war ſtets größer, als beim kalt Anquicken; denn wenn bei letzterm der Verluſt auf 10 Ctr. Erz 8—10 Loth beträgt, ſo war er 4—7 Pfd. bei erſterm, nur in einem Fall 1¾ Pfd. — Um das Trockenmahlen möglichſt zu vermindern, hat man angefangen, mittelſt eiſerner Kugeln das Feinmahlen in gußeiſernen Fäſſern zu verſuchen und die angeſtellten Proben geben erwünſchte Reſultate, dagegen Verſuche, Kochſalz zu erſparen durch Anwendung von Salzſäure, ungünſtig ausfielen.

Nacharbeit mit dem Amalgam. Das aus den Fäſſern abgelaſſene Amalgamirmetall fließt in zwei ſteinerne Tröge, jedoch ſo, daß es erſt durch einen zwilchenen Sack laufen muß, welcher angefeuchtet unter der Ausflußröhre befeſtigt iſt; hierdurch concentrirt ſich das Silberamalgam im Sack, während Queckſilber leichter flüſſig durch die Poren dringt. Das Amalgam von je fünf Fäſſern fließt durch einen Sack, ſo daß man deren alſo vier braucht. Das Amalgam iſt ziemlich ſteif, läßt ſich aber noch drücken; um aber möglichſt alles überflüſſige Queckſilber auszuſcheiden, wird der Sack zugeſchnürt und zwiſchen Bretern gepreßt, wodurch das Amalgam noch ſteifer wird. Von zwanzig Fäſſern erhält man auf ſolche Art 3—3½ Ctr. Amalgam, welches gewöhnlich aus einem Theil 12 bis 13löthigem Silber und ſechs Theilen Queckſilber beſteht; die in demſelben enthaltenen fremden Metalle ſind: Kupfer, Blei, Gold, Spießglanz, Kobalt, Nickel, Wismuth, Zink, Arſenik, Eiſen. Das abgelaufene Queckſilber enthält aber auch noch 2—3 Loth Silber im Centner und wird zu ¼ Ctr. der üblichen Queckſilbermenge von 5 Ctr. zugeſetzt.

Das Amalgam wird hierauf einer Deſtillation in ähnlicher Art unterworfen, als ſie vorſtehend bei der ſpaniſchen Amalgamation beſchrieben worden. Unter dem runden Ausglühofen iſt ein hölzerner Waſſerkaſten angebracht, in welchem ein runder eiſerner mit Waſſer gefüllter Kaſten ſteht. Auf einem eiſernen Bock iſt eine eiſerne Stange befeſtigt, die fünf eiſerne flache Ausglühteller in 3 Zoll ſenkrechter Entfernung von einander trägt. Auf die mit Thonſchlempe beſtrichenen Teller werden 3 Ctr. Amalgam gelegt, die Waſſerfäſſer gefüllt und mittelſt eines Windewerks ein gußeiſerner Ausglühtopf über die auf der Spindel befeſtigten Teller herabgelaſſen. Ein Ausglühtopf iſt 2 Ellen hoch, unten 18 Zoll, oben 13 Zoll weit und geſchloſſen, 1 Zoll ſtark, er ruht mit der untern Oeffnung auf dem Bock im Waſſerkaſten, welcher ſtets friſches Waſſer erhält, während das warm gewordene abfließt. In dem Zwiſchenraum zwiſchen dem Ausglühtopf und der Ofenmauer, 4—4½ Zoll

betragend, wird Torffeuer angemacht und nach und nach der ganze Raum mit Torf angefüllt. Zuerſt entweicht ſich ausdehnende Luft, ſodann entbinden ſich Queckſilberdämpfe, die ſich an den kühlern Wänden des Cylinders niederſchlagen und als laufendes Queckſilber im eiſernen Waſſerfaß anſammeln. Das Silber bleibt auf den Tellern mit den nicht flüchtigen Metallen legirt zurück, Tellerſilber, bildet eine poröſe, moosartige Maſſe, ſilberweiß, auch goldgelb und tombackbraun, zähe, klingend, verhältnißmäßig leicht; es darf nicht geſchmolzen ſeyn. Die Hitze muß langſam ſteigen, um das Queckſilber möglichſt vollſtändig abzutreiben; das Ausglühen dauert ſieben bis acht Stunden. Man erhält von 3 Ctr. Amalgam 95—100 Mark Tellerſilber von 10 bis höchſtens 13½ Loth Feingehalt. 12⅔ löthiges Tellerſilber beſtand aus 80,1000 Silber, 19,6705 Kupfer, 0,2139 Spießglanz, 0,0156 Gold.

Es hat Fälle gegeben, wo ein Ausglühtopf 200, ja 231 Glühungen aushielt, allein ſie zerſpringen öfters und dann iſt ein bedeutender Verluſt an Queckſilber. 1815 betrug bei 39245 Mark Tellerſilber, welche 28,814. Mark Feinſilber geben, der Queckſilberverluſt 2⅛ Ctr. 4 Pfd., alſo auf die Mark Feinſilber 0,26 Loth; es zerſprangen aber ſechs Ausglühtöpfe, welche einen Verluſt von ⅜ Ctr. 2¾ Pfd. Queckſilber verurſachten, alſo Geſammtaufgang für die Mark Feinſilber 0,31 Loth. Der Verbrauch an Kohlen für 100 Mark Feinſilber 8,16 Kubikfuß, an Torf 97,7 Kubikfuß.

Das Tellerſilber wird dem Raffinatſchmelzen unterworfen, wodurch man Raffinatſilber erhält, welches an die Münze abgeliefert wird. Das Raffiniren geſchieht alſo: 160—170 Mark Tellerſilber werden in einem Graphittiegel bei lebhaftem Feuer eingeſchmolzen, wodurch derſelbe bis auf 2 Zoll vom Rand gefüllt wird. Das eingeſchmolzene Silber dampft etwas ab, es bildet ſich eine Schlacke, welche abgeräumt und das Metall einige Linien hoch mit Kohlenſtaub bedeckt wird. Man bedeckt den Tiegel und bringt ihn in hohe Hitze, dann zieht man die Schlacke ab und ſieht, wie die Oberfläche etwas dampfend treibt; nach einer halben Stunde wird wieder Kohlenſtaub aufgegeben, bedeckt und der Tiegel ſtarker Hitze ausgeſetzt und ebenſo noch einige Mal verfahren, bis die Silberfläche ruhig fließt, ohne zu dampfen. Endlich wird das Silber, welches 11 bis 13löthig iſt und außer etwas Gold nur noch Kupfer enthält, in eiſerne flache Schalen gegoſſen, wodurch man Planchen von etwa 60 Mark erhält, die abgeliefert werden. Der Gewichtsverluſt durchs Verdampfen und Verſchlacken beträgt 2⅝, der Silberverluſt iſt ſehr gering.

An **Nebenabfällen** ſammelt man in einem Verdichtungsraum über den Tiegelöfen den ſogenannten Silberrauch, der im Centner 40—50 Mark Silber liefert; Schlacken, welche zerſtoßen und geſiebt werden, wobei man die größern Silberkörner abſiebt,

das feinere mit dem andern Gekrätz, alten Ziegeln ſammelt, welche man an die Silberſchmelzhütten abgibt.

Nacharbeiten mit den Rückſtänden. Die Rückſtände von je fünf Fäſſern werden in einem Waſchbottich geſammelt, in welchem ſich eine ſtehende Welle mit zwei Flügeln befindet, an denen eiſerne Stäbe in Geſtalt eines Rechens befeſtigt ſind; die Welle wird durch das Waſſerrad bewegt und macht elf Umdrehungen in der Minute. So wie die Rückſtände in dem Bottich geſammelt ſind, werden ſie noch mit Waſſer verdünnt, und 6—8 Stunden lang bewegt; es lagern ſich die Amalgamtheilchen am Boden ab, während die entſilberten Erztheilchen ſchwebend erhalten werden, wozu jedoch eine beſtimmte Verdünnung unumgänglich nothwendig iſt. Zeigt eine genommene Probe, daß die Erztheile keine eingemengten Queckſilberkügelchen mehr enthalten, ſo werden die Pfropfen gezogen und die Rückſtände fließen in große Sümpfe ab, welche außerhalb des Gebäudes eingegraben ſind. Alle Vierteljahr nimmt man das Waſchbottichamalgam heraus, etwa 10—12 Ctr., welches auf 100 Ctr. verwaſchener Rückſtände 1 Pfd. 27 Loth bis 2 Pfd. 7 Loth beträgt. Das gewonnene Amalgam wird ebenſo behandelt, d. h. ausgedrückt, abdeſtillirt; das Tellerſilber iſt nur $\frac{1}{2}$ bis etwa 5löthig. Es wird mit 3—4% eines Gemengs von Potaſche und kalcinirtem Quickſalz eingeſchmolzen und dem Raffinatſchmelzen unterworfen.

Haben ſich die Rückſtände in den Sümpfen ruhig abgelagert, ſo zapft man die klare Flüſſigkeit, welche hauptſächlich Glauberſalz, Kochſalz, ſchwefelſaures Eiſenoxydul und Manganoxydul aufgelöſt enthält, außerdem auch wohl phosphorſaures, arſenikſaures, flußſaures Natron durch Gerinne in die Quickſalzſiederei. Der abgelagerte Erzſchlamm wird dann ausgeſtochen und in den Fluß gelaufen, er enthält im Centner noch $\frac{1}{4}$—$\frac{9}{32}$ Loth Silber, welcher Gehalt durch keine Operation zeither ſich hat vermeiden oder verringern laſſen. Verſuche mit Waſchen auf Waſchheerden haben mehrmals ungünſtige Reſultate gegeben.

Mit dem Amalgamirwerk iſt eine Siedehütte verbunden, in welcher im Winter Quickſalz gewonnen wird. Zu dem Ende wird die Rohlauge, nachdem ſie ſich in einem Rohlaugeſumpf geklärt hat, in einer bleiernen Siedepfanne bis zu 30% Salzgehalt abgedampft, ſodann in hölzerne Kühlkäſten, in denen ſich $\frac{1}{3}$ ſchwefelſaures Eiſen- und Manganoxyd abſetzt, gezapft; nach zwölf bis ſechzehn Stunden gelangt ſie in die Wachsfäſſer und nach dreizehn Tagen iſt der Anſchuß vollendet. Aus 214 Kubikfuß Rohlauge erhält man 6 Ctr. Quickſalz (unreines Glauberſalz), welches an Glashütten verkauft wird.— Außerdem wird auch zum landwirthſchaftlichen Gebrauch, im Frühjahr und Sommer, Düngeſalz gefertigt; man löſcht gebrannten Kalk mit Rohlauge zu Pulver, ſetzt denſel-

den zur Rohlauge oder der Mutterlauge vom Quickſalz, bis eine alkaliſche Reaktion ſich zeigt, welche die vollendete Zerſetzung der ſchwefelſauren Salze andeutet. Darauf wird die Maſſe durchgearbeitet, das klare Flüſſige abgelaſſen und die dicke Kalkmilch abſedimentirt, das Blei getrocknet. 100 Schffl. gebrannter Kalk geben 175—200 Schffl. mit Lauge gelöſchten Mehlkalk und dieſe 200 bis 225 Schffl. trocknes Düngeſalz. Letzteres enthält 68,7 Gypshydrat, 11,4 Manganoxydhydrat, 7,4 Kochſalz, 12 Eiſenoxydhydrat, kohlenſauren Kalk, Thon, Sand. —

Im Jahr 1837 wurden auf dem Halsbrückner Amalgamirwerk verſchiedene Verſuche, die *Rückſtände* von der Amalgamation — welche durchſchnittlich $\frac{1}{4}$—$\frac{3}{8}$ Loth Silber enthalten — noch *völlig zu entſilbern*, angeſtellt. Frühere Verſuche, dieſelben über dem Stoßheerd zu verwaſchen, fielen nicht nach Wunſch aus. Man brachte daher einige Centner derſelben in einen flachen gußeiſernen Keſſel, verdünnte ſie mit Waſſer zu einer dünnen Schlammconſiſtenz, gab 1 Ctr. Queckſilber in den Keſſel und ließ ſie durch einen eiſernen Rührrechen gegen 24 Stunden lang über dem Queckſilber durchrühren. Sie wurden indeſſen wenig im Gehalt heruntergebracht. Sie enthalten daher wohl das Silber nicht als Amalgam, ſondern in einem durch die Röſtung noch nicht völlig aufgeſchloſſenen Zuſtand als Schwefelſilber.

### Im Anhang

theilen wir hier noch aus einer Arbeit von Herrn *Bouſſingault* (Poggendorffs Annalen der Phyſik und Chemie, Bd. 34, S. 109 ꝛc.) eine kurze Beſchreibung der *Amerikaniſchen Amalgamation* mit, welche von dem Spanier *Bartolomão Medina* 1557 in Mexiko erfunden und ſeitdem zur Darſtellung des meiſten im Umlauf befindlichen Silbers benutzt worden iſt, von der Sächſiſchen Amalgamationsmethode aber gänzlich abweicht. *Medinas* Verfahren, wie es 1561 von *Hernandez de Valasco* in Peru eingeführt wurde und mit dem Namen **Amalgamacion por patio y crudo** bezeichnet wird, iſt folgendes:

Die zu amalgamirenden Erze (Erze, welche gewöhnlich Schwefelſilber, Schwefelantimonſilber, Fahlerze, zuweilen auch gediegen Silber und Hornſilber enthalten und häufig ſo arm ſind, daß aus dem Centner nur 2—4 Loth Silber gewonnen werden, da man die reichern für die Schmelzarbeit beſtimmt, werden gewöhnlich nicht gewaſchen, ſondern trocken klein gepocht und dann mit Waſſer ſehr fein zerrieben. Dies geſchieht in einer ungemein einfachen Maſchine, **Arrastre** genannt. Dieſelbe beſteht aus einem maſſiven cylindriſchen Gemäuer von 12 Fuß im Durchmeſſer und 1—1½ Fuß Höhe vom Boden ab; es iſt mit Dauben umgeben, die mit eiſernen

Reiſen beſchlagen ſind, wodurch eine Art Wanne von großer Weite und ſehr geringer Tiefe gebildet wird. Der Boden dieſer Wanne, Taſſe des Arraſters genannt, iſt mit harten Steinen gepflaſtert. In der Mitte der Taſſe erhebt ſich ſenkrecht ein Baum, der auf einer in die Taſſe eingelaſſenen eiſernen Unterlage ruht und oben in das Loch eines horizontalen, auf den dicken Mauern der Werkſtatt ruhenden Balken eintritt. Durch dieſen ſenkrechten und drehbaren Balken gehen, 2 Fuß über dem Boden, zwei rechtwinklig ſich kreuzende Holzſtücke von gleicher Länge mit dem Durchmeſſer des Arraſters, dadurch vier Arme bildend, von denen jeder einen durch Riemen daran befeſtigten ſchweren Steinblock mit fortzieht. Dieſe Steine ſind geordnet, daß nach einander ein jeder Punkt der Taſſe von ihnen getroffen werden muß. In einer gewiſſen Höhe iſt der Baum noch mit einem fünften Arm verſehen, um Mauleſel davor zu ſpannen. In wichtigen Hütten ſind die Arraſter in einer oder mehreren Reihen angebracht; der Ort, wo ſie ſich befinden, heißt die Galeere (**Galera**).

Das gepochte Erz wird mit Waſſer in die Arraſter gebracht. Zum Zerreiben von 6—8 Ctr. ſind 24 Stunden erforderlich. Der Arbeiter, welcher dieſe Operation beaufſichtigt, achtet beſonders auf die fortgezogenen Steine, von Zeit zu Zeit befeuchtet er das Erz, um es in einem gewiſſen Grad von Flüſſigkeit zu erhalten. Das zerriebene Erz hat die Conſiſtenz eines ſehr dünnen Schlamms; man ſchöpft es aus dem Arraſter und bringt es an einen für die Austrocknung günſtig gelegenen Ort. Hat daſelbſt der Schlamm eine gehörige Conſiſtenz erlangt, ſo wird er in dem Patio weiter bearbeitet.

Der Patio iſt ein mit Steinplatten ausgelegter Hof, der zum Abfließen des Regenwaſſers eine ſchwache Neigung beſitzt. Soll der Erzſchlamm von Menſchen durchgearbeitet werden, ſo bildet man Haufen (**Montones**) von 15—20 Ctr. daraus; ſollen aber Pferde die Arbeit verrichten, bildet man Torten (**Tortas**), welche 800 bis 1200 Ctr. Erz enthalten. Im Patio wird das Erz nach einander mit Kochſalz, Magiſtral und Queckſilber vermengt.

Der Zuſatz des Kochſalzes geht, je nach der Reinheit und Beſchaffenheit des Erzes, von 1—5 Proz. Man beſtreut die Oberfläche der Torte mit dem Salz und läßt die Pferde 6—8 Stunden lang arbeiten. Nach der Durchknetung mit Kochſalz überläßt man die Torte mehrere Tage lang ſich ſelbſt, um zur Incorporation (**Incorporacion**), d. h. zur Beimengung des Magiſtrals und des Queckſilbers, zu ſchreiten.

Die Wahl eines guten Magiſtrals iſt ein höchſt wichtiger Punkt bei der Amalgamation. Gewöhnlich bereitet man dieſe Subſtanz, indem man feingepulverten Kupferkies röſtet. Man nimmt dazu 1—2 Ctr. Kupferkies in Arbeit, verſchließt, wenn der Kies in gu-

tem Brand iſt, alle Oeffnungen und läßt ihn dann bis zum andern Morgen erkalten. Herr Bouſſingault fand in einem guten Magiſtral 0,10 ſchwefelſaures Kupferoxyd. Man prüft es gewöhnlich dadurch, daß man eine kleine Menge davon in der hohlen Hand anfeuchtet; wenn es gut iſt, muß ſich dabei viele Wärme entwickeln. Kann man ſich keinen Kupferkies verſchaffen, röſtet man wohl Eiſenkieſe, die mit metalliſchem Kupfer oder irgend einem Kupfererz gemengt ſind. Es gibt gar Orte, wo man genöthigt iſt, das Magiſtral blos aus Eiſenkieſen zu bereiten; dann iſt es aber weit ſchlechter und muß in viel größerer Menge angewandt werden, als das kupferhaltige. Es iſt jetzt überall anerkannt, daß ſich ein vollſtändiger Erfolg bei der Amalgamation nur mit Anwendung eines an ſchwefelſaurem Kupferoxyd reichen Magiſtrals erlangen läßt und da, wo man ſich keine kupferhaltigen Subſtanzen zu verſchaffen weiß, hat man es vorgezogen, kryſtalliſirten Kupfervitriol direkt aus Europa zu beziehen.

Die Menge des der Torte hinzuzuſetzenden Magiſtrals hängt von der Beſchaffenheit des Erzes ab und geht von 0,5—1,0 Pfd. auf den Ctr. Erz. Nach Hinzufügen des Magiſtrals läßt man die Pferde es durch die Maſſe kneten und ſchreitet dann zur Incorporation des Queckſilbers.

Die Queckſilbermenge, welche einer Torte zugeſetzt werden muß, hängt vom Silbergehalt des Erzes ab; gewöhnlich beträgt ſie ſechs Mal ſo viel, als die des Silbers. Das Queckſilber wird in drei Portionen getheilt, welche man zu drei Epochen hinzuſetzt. Nach der erſten Incorporation, welche auf die Hinzufügung des Magiſtrals folgt, läßt man die Pferde ſechs Stunden lang arbeiten, um Queckſilber und Magiſtral möglichſt gut in der zu amalgamirenden Maſſe zu vertheilen. Am folgenden Tage prüft der Amalgamirer (Azoguero) das Erz, indem er eine kleine Menge davon in einem kleinen Troge wäſcht, um das Anſehen des Queckſilbers zu unterſuchen. Durch dieſe Prüfung (Tentadura) überzeugt ſich der Arbeiter, ob er zu viel oder zu wenig Magiſtral zugeſetzt habe. Hat das Queckſilber eine ſchwachgraue, gleichſam matte Oberfläche, läßt es ſich leicht zu einem einzigen Kügelchen vereinigen, ſo kann man ſicher ſeyn, daß die Incorporation wohl ausgeführt worden und die Amalgamation im guten Gange ſey. Iſt dagegen das Queckſilber zu zertheilt, von graudunkler Farbe und macht es Waſſer beim Reiben damit ſchmutzig, ſo iſt dies ein Beweis, daß zu viel Magiſtral zugeſetzt worden oder wie die Azogueros ſagen, die Torte zu heiß ſey; dann muß Kalk hinzugeſetzt werden, um ſie zu erkalten. Hätte das Queckſilber ſeinen Glanz und ſeine Flüſſigkeit behalten, ſo bewieſe dies, daß das Erz zu wenig Magiſtral erhielt oder die Torte zu kalt wäre und man müßte dann, um ſie zu erwärmen, noch Magiſtral hinzufügen. Die Ausdrücke heiß und kalt (frio y caliente),

welche oft von den amerikaniſchen Amalgamirern angewandt werden, müſſen durchaus figürlich angenommen werden, denn die Temperatur des der Amalgamation unterworfenen Erzes bleibt unverändert, man mag Magiſtral oder Kalk hinzufügen.

Das Queckſilber dieſer erſten Incorporation iſt innerhalb 10,15 oder höchſtens zwanzig Tagen in Limadura verwandelt, nämlich in ein faſt feſtes, glänzendes und dermaaſen zertheiltes Amalgam, daß man es faſt für Silberfeilicht halten könnte. Nun incorporirt man das zweite Drittel des Queckſilbers; man fügt dabei nicht immer Magiſtral hinzu, dies hängt vom Zuſtand der Torte ab. Auf dieſen zweiten Zuſatz von Queckſilber läßt man eine Reibung folgen, dann eine mehrtägige Ruhe und nun abermals eine Reibung. Wenn die Witterung günſtig iſt, d. h. wenn die Temperatur der Luft ſich über 20° C. erhält, ſo reichen acht Tage und zwei bis drei Reibungen hin, damit das neue Queckſilber in faſt feſtes Queckſilber verwandelt ſey. Nun fügt man den Reſt des Queckſilbers hinzu; es iſt immer die feſte Conſiſtenz des Amalgams (Limadura), woran der Arbeiter erkennt, warum eine neue Incorporation nöthig ſey.

Die Amalgamirer glauben an gewiſſen äußern Merkmalen erkennen zu können, wann die Amalgamation beendigt ſey; allein das beſte Mittel, ſich davon zu überzeugen, beſteht darin, daß man eine gewiſſe Quantität des Erzes wäſcht und die Rückſtände über dem Feuer unterſucht. Hält man die Amalgamation für beendigt, was zuweilen erſt nach zwei oder drei Monaten der Fall iſt, ſo fügt man eine neue Doſis Queckſilber hinzu, zwei Theile auf ein Theil in der Torte enthaltenen Silbers und läßt es zwei Stunden lang von den Pferden durcharbeiten. Dieſen letzten Queckſilberzuſatz nennt man das Bad (el baño); man beabſichtigt mit ihm das Amalgam, welches zu ſehr in der Maſſe vertheilt war, zu ſammeln und ſo die Waſchung zu erleichtern. Nachdem das Erz das Bad erhalten hat, wird es auf die Wäſche (lavadero) gebracht.

Das Waſchen des metalliſchen Schlamms geſchieht in großen Bottichen, in denen ſich eine vertikale, mit Schaufeln beſetzte Axe dreht. Einige Zoll vom Boden befinden ſich zwei Oeffnungen, die durch Zapfen verſchloſſen ſind. Eine der Oeffnungen hält drei Zoll, die andere 0,75 Zoll im Durchmeſſer. Zu Anfang der Waſchung werden die Flügel mit großer Geſchwindigkeit gedreht, um den metalliſchen Schlamm ſtark zu bewegen; bald darauf mäßigt man dieſe Geſchwindigkeit und läßt durch die kleinere Oeffnung etwas von dem im Waſſer ſchwebenden Schlamm ab, um zu prüfen, ob er noch Queckſilber enthalte; enthält er keins mehr, ſo öffnet man das große Spundloch, um die Maſſe ſo ſchnell wie möglich ausfließen zu laſſen. Das mit Silber beladene Queckſilber wird geſammelt,

durch Säcke von Zwillich filtrirt und das feſte Amalgam in die Deſtillationswerkſtätten gebracht*).

Im Jahr 1833 wurden durch Herrn Hüttendirektor Sommerſchu, damals in Mexiko, Nachrichten über eine vielverſprechende neue Amalgamationsmethode Pollards, welche in Amerika zur Ausübung ſollte gebracht werden, mitgetheilt**). Sie wurde mit dem Namen galvano-elektriſche Amalgamation belegt. Es ſollten die Silbererze geröſtet, fein gemahlen und ſodann über Queckſilber mit Waſſer und Salpeterſäure haltiger Schwefelſäure in ſteter Bewegung erhalten werden, wobei ſich das Silber allmälig in das Queckſilber niederſchlage. Der zu dieſem Betriebe nöthige Apparat beſtehe, hieß es, in feſtſtehenden Amalgamirbottichen, in welchen die mit dem ſauren Waſſer vermengten Erze durch eiſerne Röhrchen, über dem Queckſilber am Boden der Bottiche befindlich, ſtets umzurühren wären. Hr. Lampadius fand in dieſem Proceſſe nichts, um ihn beſonders mit dem Namen eines galvano-elektriſchen zu bezeichnen, denn auch die gewöhnliche Chlorſilberamalgamation beſteht in einem elektro-chemiſchen Vorgang und es iſt wohl ziemlich gleich, ob das Queckſilber in Kügelchen zertheilt mit Chlorſilber und Eiſen in Berührung gehalten wird oder ob man die durch das Eiſen frei werdenden Silbertheilchen aus ſchwefelſaurem Silberoxyd in das Queckſilber bei ſteter Berührung der Quickmaſſe in das Queckſilber niederſchlägt. Hr. Lampadius hat ſich über dieſen neuen Proceß ausgeſprochen in Erdmanns Journal erſte Reihe, Bd. 16, S. 268 ꝛc. Mehrere auf dem Freiberger Amalgamirwerk über denſelben angeſtellte Verſuche gaben kein günſtiges Reſultat. Die Rückſtände blieben 1½—2löthig. Auch wenn die gewöhnliche Anquickbeſchickung mit ihrem Chlorſilber auf die vorgeſchriebene Weiſe über zwanzig Mal ſo viel Queckſilber als gewöhnlich durch eiſerne Rechen umgerührt wurde, vergingen drei Tage, ehe die Entſilberung des Schliechs — und dennoch nicht ganz vollſtändig — erfolgte. Da nun auch ſpäter unſers Wiſſens keine Mittheilungen über die wirkliche Ausführung dieſes Prozeſſes in Amerika erfolgten, ſo mußte man die Sache für aufgegeben halten. Allein durch Hrn. Generallieutenant v. Tſcheffkin, Chef des Kaiſerlich Ruſſiſchen Bergingenieurkorps (ſiehe deſſen kleine Schrift über den Gold- und Silberverluſt bei Röſtarbeiten, Weimar 1836, S. 4), erfahren wir, daß Hr. Bergingenieur Obriſtlieutenant v. Warwinsky, in Jekaterinenburg, ein ähnliches Verfahren, um den

*) Der Amerikaniſche Amalgamationsproceß iſt neuerlich mit vielem Vortheil zur Bearbeitung der Erze von Huelgoat in Poullaouen eingeführt. Bergwerksfreund, I. 233 ꝛc.

**) Lampadius Fortſchritte der Hüttenkunde S. 84 ꝛc.

elektro-chemiſchen Amalgamationsproceß in eine möglichſt wirkſame Thätigkeit zu ſetzen, zur Extraktion des Goldes angewendet habe. Die Abbildung der angewendeten Amalgamirvorrichtung wird auf Taf. (?) der Schrift beigegeben werden. Sie beſteht ebenfalls in vier hölzernen Bottichen, in welchen ſich eiſerne Röhrchen mittelſt einer Maſchinerie bewegen. Seite 21 der angezogenen Schrift wird das Verfahren des Anquickens der Goldſchlieche folgendermaaſen angegeben:

In jedem Bottich werden 8 Kubikfuß Waſſer und $8\frac{1}{3}$ Ctr. Goldſchlieche eingetragen. Nachher gießt man 30 Pfd. Queckſilber und $\frac{3}{4}$ Pfd. Schwefelſäure mit 30 Pfd. Waſſer gemengt hinzu. Dann werden die Rührwerke in Bewegung gebracht und 24 Stunden lang in derſelben erhalten. Die übrigen Nacharbeiten folgen ſodann wie gewöhnlich. Die Entgoldung der Schlieche ſoll auf dieſe Weiſe vollkommen gelingen und ſogar aus Haldenſchliechen, welche vermöge der Probe nicht über $\frac{10}{96}$—$\frac{15}{96}$ Solotnik Gold in 101 Pud hielten, konnten durch dieſe Amalgamation noch 2—3 Solotnik Gold aus 100 Pud ausgebracht werden. Haldenſchlieche, welche vermöge der Probe nur $\frac{72}{96}$ Solotnik Gold in 100 Pud halten ſollten, gaben durch die Amalgamation 12 Solotnik Gold. Verſuche, ſilberhaltigen Rohſtein theils roh, theils geröſtet auf ähnliche Weiſe zu entſilbern, gaben kein gewünſchtes Reſultat. Bei dieſen Mittheilungen entſteht nun die Frage, ob nicht vielleicht die Goldſchlieche, für ſich allein ohne Zuſatz von Schwefelſäure angequickt, ein gleiches Ausbringen würden gegeben haben. Auf jeden Fall halten wir es für Pflicht, zur Fortſetzung ähnlicher Verſuche in Amalgamirbottichen hier aufzufordern.

## Sechſtes Kapitel.

### Von der Behandlung der gold- und ſilberhaltigen Erze in Niederungarn*).

Niederungarn iſt bekanntlich ſehr reich an gold- und ſilberhaltigen Erzen, welche hauptſächlich auf den drei königlichen Werken Kremnitz, Neuſohl und Scharnowitz zu Gute gemacht werden. Diejenigen Erze, welche ſich, aus weiter unten anzuführenden Gründen, nicht zur Amalgamation eignen, wurden bis 1832 in allen drei Niederungariſchen Hütten einer und derſelben Reihe von Proceſſen, im Allgemeinen Anreichſchmelzen (fonte de concentration) genannt, unterworfen. Seit 1832 aber hat man nach dem Vorgange der Oberungariſchen Hütte von Nagybánya zu Neuſohl und Scharnowitz in großen Verſuchen mit Glück eine Verbindung der in

---

*) Aus dem polyt. Centralbl., 1836, Nr. 46 u. 47, nach folgenden Abhandlungen: 1) Robert v. d. Planitz, über den Niederungariſchen Anreicherungsproceß zu Kremnitz in Karſtens Archiv, 2. Reihe. Bd. 9, S. 439 ꝛc. — 2) Gruner (Ingenieur des Mines) Notice sur le Traitement des Minerais auro-argentifères dans la Basse-Hongrie, Annales des Mines, 3. Sér. IX. 17 etc. Ueber die ältern ungariſchen Hüttenproceſſe ſiehe Bd. III. dieſes Werks, S. 403 ꝛc. und Karſtens Metallurgie, V. 536 ꝛc. und 556 ꝛc. Man ſehe ferner über die ungariſchen Hüttenproceſſe: Prof. Karſten zu Freiberg Beſchreibung des Gold-, Silber-, Blei- und Kupferausbringens auf den Königl. Ungariſchen Hütten zu Fernezely (Nagybánya), Kapnik, Felſóbanya, Laposbanya, Olahlaposbanya und Borſa, in Erdmanns Journal, 2. Reihe, Bd. 1, S. 193 ꝛc. 479 ꝛc. Bergkommiſſär Ruſſegger im Salzburgſchen Bemerkungen über den Kupfer-, Blei- und Silber-Hüttenbetrieb im Bannat, in Karſtens Archiv, 2. Reihe, Bd. 9, S. 405 ꝛc. In letzterer Abhandlung findet man auch eine Beſchreibung der Niederſchlagsbleiarbeit mit Eiſenoxyden.

Sachſen üblichen Bleiarbeit mit jener Methode angewendet, ſo daß jezt nur in Kremniz die ältere Methode noch in voller Ausführung iſt.

Es werden hier die Arbeiten, welche wir über dieſen Gegenſtand von Planitz (nur die Kremnitzer Methode umfaſſend) und von Gruner (die ältere und neuere Methode, mit ſteter Rückſicht auf die Sächſiſchen Arbeiten, betrachtend) beſitzen und welche ſehr intereſſant ſind, zuſammengeſtellt im Auszuge mitgetheilt; nur bei Hauptſachen, namentlich bei Abweichungen ihrer Angaben, werden die Namen der Verfaſſer beſonders citirt.

Die Gold- und Silbererze Niederungarns zerfallen nach Gruner in ſechs Hauptklaſſen:

1) Golderze; 2) gold- und ſilberhaltige Erze: gediegen Silber, Glaserz (Schwefelſilber), Dunkelrothgülden (Röſchgewächs, dem Sprödglaserz Sachſens ähnlich), Silberſchwärze; faſt ſämmtlich mehr oder weniger goldhaltig; 3) gold- und ſilberhaltige Kieſe; 4) güldiſche und ſilberhaltige Kupfererze, namentlich Fahlerze; 5) dergleichen Bleiglanze; 6) Eiſenerze, welche zu Rhonitz verſchmolzen werden.

Von dieſen Klaſſen wird 1) unmittelbar der Amalgamation in den bekannten Tyroler (Piemonteſer und Salzburger) Mühlen unterworfen; 2) und 3), welche eigentlich nicht zu trennen ſind, da ſie im Weſentlichen, namentlich darin, daß ſie Schwefelmetalle ſind, übereinkommen, ſind eigentlich diejenigen, welche hier näher betrachtet werden müſſen; 4) wird zu Altgebirg auf Schwarzkupfer verarbeitet, aus dem dann das Silber nach der für ſilberhaltige Kupferſteine gewöhnlichen Methode ausgeſchieden wird; ſilberreichere, aber kupferärmere Erze werden an die Silberhütten für die zweite und dritte Klaſſe der Erze abgegeben; 5) wird dann, wenn wenigſtens 30 Proz. Blei vorhanden iſt, auf den Bleihütten, ſonſt aber, des Gehalts an edeln Metallen wegen, auf den Silberhütten von Schemnitz und Dülle beſonders behandelt.

Die Erze der zweiten und dritten Klaſſe haben als Gangart gewöhnlich Grünſtein, Quarz (Kalk- und Braunſpath ſeltner nach Gruner), Hornſpath (nach Planitz), Schwerſpath. Im Allgemeinen nennt man die Erze Geſchicke, ſind ſie trocken aufbereitet, Erze, ſind ſie naß aufbereitet, Schlieche. Nach Gruner hat die Menge der letztern ſeit Vervollkommnung der mechaniſchen Mittel ſehr zugenommen, ſo daß der mittlere Reichthum der Niederungariſchen Erze nicht über 3¼ Loth (0,1 Proz.) güldiſches Silber (welches nicht über 2 Proz. Gold hält) beträgt. Die Hütte verſchmilzt keine Erze, welche unter 2 Loth güldiſches Silber enthalten und da bei dem dortigen Erzkaufſyſtem es nach Gruner innerhalb gewiſſer Grenzen im Intereſſe der Grubenbeſitzer liegt, die Schlieche etwas ärmer zu machen, ſo werden ſelten über 2½ Loth reiche Schlieche vorkommen. Dieſer gleichmäßige

Gehalt und die Einfachheit der Gangarten machen es, nach Planiß, möglich, die Beſchickung ſo einfach und feſtſtehend zu machen, daß ſich ohne großen Irrthum nach Ungariſchem Gebrauche Maſſe und Verhältniß der Beſchickungen, Ausbringen u. ſ. w. für das künftige Jahr vorher beſtimmen läßt (Prälimination). — Alle dieſe Erze werden nun entweder unmittelbar oder wenn der Goldgehalt groß genug iſt, dies zu rechtfertigen, nach vorgängiger Behandlung in den Gold-Amalgamirmühlen den zu beſchreibenden Proceſſen unterworfen. Der Silberamalgamation nach Freiberger Art können die Niederungariſchen Erze nicht unterworfen werden, theils, weil ſie im Allgemeinen zu arm ſind, weil ſie ferner nicht kieſig genug ſind, alſo Zuſatz von Kieſen nöthig machen würden, theils aber, weil, der Natur des Freiberger Verfahrens nach, durch die Amalgamation ein großer Theil des Golds (welches als metalliſches vorhanden iſt) zurückbleiben und verloren gehen würde. Man müßte alſo immer noch vorher das Gold durch die Tyroler Amalgamationsmethode ausziehen, dann die Silberamalgamation anwenden und doch bedeutenden Verluſt haben. Die Gründe für die Richtigkeit dieſer Anſicht ergaben ſich aus der Verſchiedenheit der Tyroler und Freiberger Amalgamation von ſelbſt.

1) Aeltere Methode. Die Hauptproceſſe der ältern Methode ſind: Die Roharbeit, die Anreicharbeit und die Friſcharbeit. Dieſe Hauptarbeiten greifen folgendergeſtalt in einander: Bei der Roharbeit werden die 2löthigen Erze und Schlieche mit Schwefelkies im Hohofen verſchmolzen, um die edlen Metalle in einem Leche (Stein, matte) zu vereinigen; das Rohlech wird mit den 2½löthigen Erzen und Schliechen in der Anreicharbeit ebenfalls im Hohofen zu einem zweiten, dem Anreichleche, verſchmolzen, welches nun ſeinerſeits bei der Friſcharbeit im Halbhohofen mit den 3löthigen Erzen und Schliechen unter Bleizuſatz ſo verſchmolzen wird, daß ſich die edeln Metalle im Blei vereinigen. Ueber die Theorie dieſer Proceſſe iſt nichts beizufügen, da ſie bekannt iſt. — Es fällt auf, daß man die Roh- und Anreicharbeit nicht in eins verbindet oder auch nicht vom Anfang an Blei zuſetzt, wodurch der Silberverluſt unbedeutender werden würde. Die Armuth dieſer zu erzielenden Werkbleie, der zu große Reichthum der dann entſtehenden, für eine zweite Bearbeitung aber zu kieſelhaltigen Schlacken ſcheinen die Ungariſchen Hüttenchemiker für die vorliegende Methode beſtimmt zu haben, Gruner glaubt indeſſen doch, daß es bei dem gegenwärtigen Stande der Dinge vortheilhaft ſeyn würde, den zweiten Proceß in Wegfall zu bringen.

a) Roharbeit (fonte crue). Dieſe wird in Hohöfen von ſehr ſorgfältiger Konſtruktion ausgeführt. Die etwas bedeutende Umfänglichkeit dieſer Oefen wird durch die Nothwendigkeit der Anlage großer Condenſationskammern für den durch die Kraft des

Windes, welche hier weit bedeutender iſt, als zu Freiberg, mit fortgeriſſenen Erzſtaub bedingt. Dieſer große Winddruck, welcher durch die Natur der Gangarten erheiſcht wird, iſt auf der andern Seite mit Verluſt an Metall und Brennmaterial verbunden. Durch Anwendung von Eiſenrohſchlacken, nach Karſtens Vorſchlag, ließe ſich dem vielleicht abhelfen, wenn der Transport der letztern nicht zu theuer wäre. Die Hohöfen ſind ganz wie die Eiſenhohöfen von Trachytquadern erbaut, 18—20′ hoch vom Bodenſtein bis zum Gichtrand, oben durch ein Gewölbe, welches auf die Rauchmauer (welche von der eigentlichen Schachtwand durch einen kleinen mit Sand erfüllten Raum geſchieden, auch mit den gehörigen Feuchtigkeitskanälen verſehen iſt) aufgeſetzt und nur an der Seite mit den von Bogen getragenen Condenſationskammern für das Fluggeſtübbe in Verbindung gebracht iſt; am Ende der Condenſationskammern, welche von einander durch ſenkrechte, abwechſelnd oben und unten die Kommunikation offen laſſende Scheidewände getrennt ſind, erhebt ſich der Schornſtein. Der Schacht ſelbſt iſt nach Planitz im Durchſchnitt trapezoidal und von oben bis unten gleich weit, an der Stirnmauer 34″, an der Brandmauer 36″ breit, 42″ tief. Nach Gruner iſt der Durchſchnitt bald rechteckig, bald trapezoidal, wie zu Kremnitz und Scharnowitz, bald hufeiſenförmig, wie zu Neuſohl; der Scharnowitzer Ofen iſt in der Formhöhe 40″ lang, 36″ breit, erweitert ſich nach oben etwas, bis er bei 2″ Höhe die Breite von 42″ erlangt, dann nimmt er wieder nach und nach bis auf 36″ Breite ab. Das Gewölbe der Stirnmauer iſt nach Pl. mit einer aus Eiſenſchienen beſtehenden, ſtark mit Lehm beworfenen Thür, welche bis auf den obern Rand des Vorheerds herabreicht, geſchloſſen; nach Gr. iſt der Raum zu Scharnowitz wie gewöhnlich zugeſtellt, daher die Vorderwand nach jeder Arbeit erneuert werden muß, während nach Pl. nur jene Thür geöffnet wird. Die beiden in der Brandmauer 20″ von einander abſtehenden (Pl.) oder in den Seitenwänden, nahe an den hintern Ecken ſo angebrachten (Gr.) Formen, daß ſich die Achſen am Ende des zweiten Drittheils der Schachtlänge von hinten nach vorn gerechnet ſchneiden, ſind die eine 62″ (Pl.) oder 4½′ (Gr.), die andere 64″ (Pl.) oder 4⅔′ (Gr.) vom Boden angebracht, haben 1° Neigung gegen den Horizont (nach Gr. nur die eine, die andere geht horizontal), ſind von Kupfer oder Schmiedeeiſen, 3″ am Ende weit und 2″ hoch (kreisrund nach Pl.) und ragen 3″ (5″ Pl.) in den Ofen hinein. Die Düſenöffnung beträgt 1½″ (2″ Pl.). Die ältern Oefen waren 14½′ hoch, 38″ in der Formhöhe lang, 32″ breit, die Formen 3½′ vom Boden. Der Ofen iſt mit einem Vorheerd verſehen, welcher 10″ breit iſt und nur wenig vor der Ofenbruſt, in welcher man ein Auge offen läßt, vorragt. Das Auge erreicht einen doppelten Zweck, indem es theils durch die Stichflamme die Maſſe im Vorheerd flüſſig

ält, theils zum innern Heerd einen Zugang geſtattet. Der Vor-
eerd wird geſtützt von dem an der Arbeitsſeite des Bodenſteins auf-
erichteten, 3″ hohen (Pl. und Gr.) Heerdſtein, an welchem einige
Stufen in die Höhe führen, um den Arbeiter zum Vorheerd und
ur Ofenbruſt gelangen zu laſſen. Auf dem Bodenſtein, einem gro-
ien Trachytquader, wird nun die Lehm- oder ſchwere Geſtübbeſohle
24″ (18—20 Gr.) hoch, mit 1″ Fall nach dem Vorheerd aufge-
tampft, wodurch der Heerd 12—13″ oder wenn man den 3—4″
ohen Rand von Löſche und leichtem Geſtübbe, womit er umgeben
wird, mitrechnet, 15—17″ tief wird. An beiden Seiten des Vor-
heerds befinden ſich auf der Hüttenſohle kleine Stichheerde, 14″
weit, 9″ tief. Von dem Rande des Vorheerds nach der Hütten-
ohle herab geht eine ſehr geneigte Schlackentrift, auf welcher die
Schlacken frei abfließen. —

In den Fig. 1—6, Taf. 25, ſind einige Oefen dieſer Art ab-
gebildet. Fig. 1 iſt ein Aufriß von dem Franzoſen zu Scharnowitz,
nach der Ebene G H, Fig. 3. — Fig. 2 iſt ein ſenkrechter Durch-
ſchnitt deſſelben Ofens nach der Ebene A B, Fig. 3. — Fig. 3
ſenkrechter Durchſchnitt nach der Ebene E F, Fig. 2. — Fig. 4
ſenkrechter Durchſchnitt nach der Ebene C D, Fig. 3. — Fig. 5
horizontaler Durchſchnitt des Ludovikaofens zu Scharnowitz. — Fig. 6
horizontaler Durchſchnitt eines Hohofens zu Neuſohl. a, Wallſtein;
b, Fluggeſtübbekammern; c, Verbindungsöffnung zwiſchen dieſen
und der Ofengicht; d, Bühne zum Aufgeben; f, Theil der Ofen-
bruſt, der nach jeder Schmelzung eingeriſſen wird; g, Stichheerde;
i, Thüren zum Reinigen der Fluggeſtübbekammern; k, Röhre,
welche die ſich aus dem Heerd entwickelnden Dämpfe ableitet; l, An-
züchte zur Ableitung der Feuchtigkeit; m, Damm von Geſtübbe,
über welchen die Schlacke abfließt.

Iſt ein Ofen neu zugeſtellt, ſo wird er zuerſt durch Verbren-
nen von Holzkohle ohne Wind angewärmt; nach 18 Stunden, wenn
der Ofen ⅔ voll Kohle iſt, gibt man Rohleche (Rohſteine) und
Rohſchlacken auf, um die Naſe und einen Stein zu bilden, welcher
die Bildung von Schlackenablagerungen im Heerde verhindern ſoll;
nun gibt man ſchwachen Wind, bis der Ofen ganz voll abwech-
ſelnder Lagen von Kohle, Stein und Schlacken iſt; dann erſt geht
man zur eigentlichen Beſchickung und dem gehörigen Wind über. —
Das Brennmaterial iſt überall Holz oder Holzkohle; erſteres nur
beim Cupelliren und Röſten. Die Kohle iſt in Neuſohl weiche Floß-
holzkohle, in Kremnitz und Scharnowitz Kohle von hartem und wei-
chen nicht geflößten Holze. — Der Ofen zu Kremnitz hat ein
Cylindergebläſe, von welchem allein der Hohofen für die Roharbeit
900—1000 C′ (600—650 C′ nach Pl.) Luft in der Minute erhält.
Neuſohl hat ein weniger kräftiges Kaſtengebläſe.

Digitized by Google

Die Beſchickung (lit de fusion) für die Roharbeit beſteht aus 8—10 Proz. Dürrerz, 16—20 Proz. Silberſchlich (2—2½löthig) und 70—76 Proz. kieſiger Erze und Schliche von ¼—1¾ Loth; im Durchſchnitt iſt ſie daher ⅞—1löthig; ſie muß bei der Probe im Kleinen 35—40 Proz. Stein (Lech) geben, im Großen ohngefähr 30 Proz. Von dieſer Beſchickung werden in 24 Stunden 90 bis 100 Ctr. (zu Kremnitz, 70—75 zu Scharnowitz, 50—60 zu Neuſohl) durchgeſetzt, mit einem Zuſchlag von 25—30 Proz. *Kalkſtein* (in Kremnitz und Neuſohl, 15—20 Proz. in Scharnowitz, wo die Erze ſchon manganhaltiger ſind) und 120—140 Proz. ¼löthige Friſchſchlacken (zu Kremnitz, 100—120 Proz. zu Neuſohl und Scharnowitz). Dazu kommen nach Gr. noch das Gekrätz aus dem Vorheerde, der Ofenbruch und Flugſtaub der vorigen Operation. Da man bei der Berechnung der Ausbeute, welche für 1832 nach Pl. auf 25 Proz. der Beſchickung eines 4—5löthigen Lechs beſtimmt wurde, wobei die Rohſchlacken höchſtens einquentlich ſeyn dürfen, den Silbergehalt der zugeſchlagenen Friſchſchlacken nicht mit in Rechnung zieht, ſo fällt der Silbergehalt des *Rohlechs* immer etwas größer aus, dagegen das Gold, welches in dieſem güldiſchen Silber enthalten iſt, etwas geringer. Da die Friſchſchlacken ſehr kieſelig ſind, ſo geben ſie ein ſehr ſchlechtes Flußmittel ab und nur durch ihren Silbergehalt läßt ſich ihre Anwendung vertheidigen. Es würde wahrſcheinlich vortheilhafter ſeyn, dieſe Schlacken für ſich mit armen Kieſen zu verſchmelzen, dagegen obige Beſchickung durch gelinde Röſtung der kieſigen Erze leichtflüſſiger zu machen. Auf 100 Ctr. der Beſchickung verbraucht man zu Kremnitz 120, zu Scharnowitz 130, zu Neuſohl, wo weiche Floßholzkohle gebrannt wird, 150 Maas (à 6,4 C' wien.) Kohlen. Das Setzen der Schichten erfolgt ohngefähr wie in Freiberg, alle Mal zwei bis drei Käſten von der Möllerung, jeder zu 25 Pfd., in die hintern Ecken und ein Korb Kohlen von 4—5 C' an die Vorderwand. Aus den angegebenen Verhältniſſen ergibt ſich von ſelbſt, daß der Ofen ſehr heiß, mit (4—6" nach Pl.) langer, poröſer, mehr lichter Naſe geht; aus dieſem Gange des Ofens erklärt ſich die große Kohlenconſumtion und der Silberverluſt, ſo wie das ſehr ſchnelle Niedergehen der Gichten, daher denn ſehr oft geſetzt und auch oft, abwechſelnd in den beiden Stichheerden, täglich vier bis acht Mal (nach Gr. alle zwei bis drei Stunden) geſtochen wird. Letzteres hat noch ſeinen Grund in der Nothwendigkeit, ſo wenig güldiſches Silber wie möglich an die Schlacken treten zu laſſen. Ganz geleert wird der Heerd beim Stechen nicht, um keinen Schlackenabſatz im Heerde zu veranlaſſen. Bei jedem Stiche wird der Heerd und die Formwand gereinigt und das dabei erhaltene Gekrätz aufgehoben, um das nächſte Mal mit verſchmolzen zu werden. Die Schlacken läßt man fortwährend auf der Schlackentrift ablaufen und der Arbeiter hat nur zu ſorgen, daß

das Lech nicht ſo hoch trete, um mit abfließen zu können. Man hebt das Lech in ganz dünnen Scheiben ab. — Jeder Ofen beſchäftigt acht in zwei Schichten getheilte Arbeiter, welche nach dem Gewichte der geſchmolzenen Erze und Schlieche bezahlt werden, was hier von Vortheil iſt, da jede Unregelmäßigkeit im Gang und Abweichung vom vorgeſchriebenen Verhältniß der Kohlen die Arbeit verlangſamt. Vermehrung der Kohlenmenge würde Schmelzen der Naſe, geſchwinde Zerſtörung der Formwand und ſchnellere Beendigung der Kampagne herbeiführen, alſo gegen den Vortheil der Arbeiter ſeyn. — Man hat zu Kremnitz mit niedern Hohöfen von 16' Verſuche gemacht, die Kohlenconſumtion war aber größer, der Silberverluſt desgleichen. — Täglich müſſen die Schlackentrift und die Stichheerde neu bekleidet werden, den Vorheerd aber läßt man, daher man denn auch durch die Erweiterung deſſelben genöthigt iſt, alle 12—14 Tage den Ofen ausbrennen zu laſſen, wobei man mit einigen Gichten von bloßen Friſchſchlacken, um Alles möglichſt niederzuſchmelzen, endigt. — Als wirkliches Produkt gibt Gr. 25 bis 30 Proz. der Beſchickung Lech an, welches 3½—4 Loth güldiſches Silber hält (welches auf die Mark ⅛ Loth Gold liefert). Im Großen erhält man, aus oben angeführten Gründen, alle Mal 12—16 Proz. Silber mehr, als nach der Probe mit der Beſchickung im Kleinen; der reelle Verluſt iſt jedoch 12—15 Proz. Silber. Die ziemlich zähe Schlacke hält ¼ Loth güldiſches Silber. Der Flugſtaub beträgt etwa 3 Ctr. auf 100 Ctr. verarbeitete Erze und Schlieche. Bereits oben ſind die Gründe angegeben, warum ſich bei der Lage der Dinge dieſe Verluſte nicht ändern laſſen, da bei weniger heißem Gange, weniger gepreßtem Winde die Schlacken zu zäh werden und zu viel Lech mit ſich nehmen würden. Eine Berückſichtigung des obigen Vorſchlags, die kieſigen Erze zu röſten und die Friſchſchlacken auf andere Weiſe zu Gute zu machen, würde dem vielleicht abhelfen, da der Zuſchlag von Eiſenhohofenſchlacken, wegen der Entfernung der Rhonitzer Eiſenwerke, ein Mal zu theuer iſt.

Eine Vergleichung mit der Freiberger Roharbeit zeigt, daß man dort mit einem weit weniger heißen Gang und weniger gepreßtem Winde ſchmilzt (von der Zeit zu verſtehen, wo man in Freiberg noch weiche Floßholzkohle brannte), weniger Kohle conſumirt, nur 8 Proz. Silberverluſt und etwa den zehnten Theil Flugſtaub wie in Ungarn hat. Dafür gehen aber auch die Gichten weit langſamer nieder und man kann den Tag über weit weniger verſchmelzen. Der Grund, warum man in Freiberg bei ſo kühlem Gange des Ofens reüſſirt, liegt in der Natur der Erze (welche auch bedeutend reicher ſind), wodurch ein Kaltzuſchlag unnöthig wird. Gichtflamme und Naſe ſind daher in Freiberg weit dunkler, die Kampagne dauert

länger, da der Vorheerd nicht ſo ſchnell ausbrennt, auch während der Kampagne mehrmals erneuert wird.

Die Rohleche werden in Haufen von 250—300 Ctr. auf Tennen von geſchlagenem Lehm im Freien geröſtet (nach Pl. ſind die Röſtſtätten überbaut). Man röſtet gewöhnlich drei Mal; das erſte Feuer dauert fünf bis ſechs Tage, im Ganzen werden auf 100 Ctr. Lech 70 C' weiches Holz verbrannt und einige Körbe Löſche zum Bette.

c) Anreicharbeit (fonte de concentration). Dieſe Arbeit ſtimmt in allen Dingen mit der Roharbeit überein, nur werden bei derſelben zur Beſchickung blos Erze und Schlieche von $2\frac{1}{2}$ Loth durchſchnittlichem Silbergehalt (welche natürlich der Roharbeit gar nicht unterworfen werden) und als Zuſchlag ſtatt eines großen Theils der Friſchſchlacken die Rohleche genommen, welche als Schwefelmetalle die Stelle der kieſigen Erze und Schlieche vertreten und welche man vorher röſtet, um einen Theil des Schwefels fortzuſchaffen und Eiſenoxyd zu erhalten, wodurch die Maſſe leichtflüſſiger wird und weniger Kalk und Friſchſchlacke als Zuſchlag bedarf. Für 1832 war in Kremnitz nach Pl. die Beſchickung folgendergeſtalt beſtimmt: 30 (bis 35 Gr.) Proz. Dürrerze, 70 Proz. Silberſchlieche, von $2\frac{1}{2}$ Loth Silbergehalt; dazu 48—60 Proz. zwei bis drei Mal geröſtetes Rohlech, 45—50 (50—54 nach Gr.) Proz. Friſchſchlacken und 25 bis 30 (20—25 Gr.) Kalk. Der Kohlenverbrauch auf 100 Ctr. betrug in Kremnitz 120 Maas, in Scharnowitz 127, in Neuſohl 241. Dabei ſollten 45—50 Proz. der Beſchickung (66 Proz. der zugeſchlagenen Rohleche) Anreichelech von 10—12 Loth Silbergehalt ($\frac{6}{16}$—$\frac{7}{16}$ Loth Gold auf die Mark haltend) erzeugt werden. Es findet jedoch ein Silberverluſt von 2—3, rechnet man die Friſchſchlacken hinzu, von 5—6 Proz. ſtatt. Die Schlacken ſind $\frac{1}{8}$ bis $\frac{1}{4}$löthig, nach Pl. den Freiberger Rohſchlacken bei zu ſaigerem Gange ſehr ähnlich. Die Arbeit ſelbſt, die Dauer der Kampagne u. ſ. f. ſind wie bei der Roharbeit, von der auch theoretiſch dieſer Proceß faſt gar nicht verſchieden iſt. Da es hier auf möglichſte Concentration ankommt, ſo werden eben ſtatt der kieſigen Geſchicke hier die Rohleche, welche bereits etwas concentrirt ſind, genommen; dadurch entſteht ein mehr ſaigerer Gang als bei der Roharbeit und es wird in einer Schicht weniger durchgeſetzt. Das Produkt, die Anreichleche, laſſen ſich betrachten als Rohlech des Silbergehalts der verſchmolzenen Erze und Schlieche.

c) Friſcharbeit oder Eintränkarbeit (fonte d'imbibition). Im Weſentlichen iſt auch dieſe Arbeit nur eine Wiederholung der Roharbeit. Man ſchmilzt nämlich über 3 Loth reiche Erze und Schlieche mit Anreichlechen und Kalk und erhält ſo ein noch reicheres Friſchlech, welches ſich zum Anreichlech verhält wie dieſes zum Rohlech. Anſtatt aber das Friſchlech unmittelbar auszuſtechen, läßt man

es im Stichheerde mit Blei in Berührung treten, welches den Silbergehalt an ſich zieht, wodurch ein ziemlich ſilberreiches Werkblei entſteht. Die Friſcharbeit wird nicht in Hohöfen, ſondern in Halbhohöfen vorgenommen, welche nur in den Dimenſionen und darin von den Hohöfen abweichen, daß man oft (nach Gr. ſtets) nur mit einer, nach Gr. um 5° geneigten Form arbeitet. Sie ſind von Trachytquadern, gleich weit, für zwei Formen 14—16′ hoch, für eine Form 12′, wobei die Form 52″ über dem Bodenſteine liegt. Brandmauer 32″, Stirnmauer 30″ breit, Länge 36″. Vorragung der Formen 5″, 3° Neigung, Weite der Oeffnung 2″. Die 22″ hoch auf dem Bodenſtein aufgeſtampfte ſchwere Lehm- und Geſtübbeſohle hat 1—2″ Neigung nach dem incl. des Rands 10—11″ tiefen Vorheerde. — Man gattirt die zu erfriſchenden Erze nach ihrem Reichthum und unterſcheidet danach ein Reichfriſchen, Armfriſchen und Ordinärfriſchen. Die Beſchickung für erſteres beſteht aus 15 bis 20 Proz. mehr als 30löthigen Erzen und 80—85 Proz. 25 bis 30löthigen, für das zweite iſt ſie durchſchnittlich 5löthig; die Beſchickung beim Ordinärfriſchen, welches auch in der Regel allein im Gang iſt, beſteht aus 30 Proz. Dürrerzen und 70 Proz. Silberſchliechen, welche im Mittel 6—7löthig ſind. Dazu kommen 60 bis 80 Proz. geröſtete Leche und zwar meiſt (nach Pl. zur Hälfte) drei Mal geröſtete (auf die oben bei den Rohlechen angegebene Art) Anreichleche, zum Theil aber auch mehrmals geröſtete Friſchleche von einem ſehr reichen Friſchen, endlich 25—28 Proz. Kalk. Im Mittel rechnet man 35—36 Proz. Vorſchlagsblei (nach Pl., nach Gr. dagegen 45—50) bei 8—12löthiger Beſchickung. Daraus ſollen bei Conſumtion von 180—190 Maas Kohlen (in Scharnowitz 130, in Neuſohl 200 M.) 33—36 Proz. 40—50löthiges Reichblei, 40 bis 45 Proz. 11—14löthiges Friſchlech und ¼löthige Friſchſchlacken erzeugt werden. Im Beſondern müſſen ſich die Verhältniſſe ſehr nach dem verſchiedenen Reichthum der Erze richten. — Die Arbeit weicht nur in Bezug auf das Stechen und die Arbeit am Stichheerde von den beiden frühern ab. Der Gang des Ofens iſt weniger heiß, die Naſe kürzer und dunkel, die Stichflamme ſchwach; die ganze Beſchickung iſt leichtflüſſiger, daher auch die Schlacken ſehr flüſſig, aber ſehr ſchnell erkaltend, daher an Schwefel reich (woher auch ihre Anwendung als Zuſchlag). Die Gichten gehen langſamer nieder und man verſchmilzt in 24 Stunden nur 40—45 Ctr. Beſchickung. Nach Gr. werden die vom Stichheerd abgehobenen Lechſcheiben immer wieder oben aufgegeben, bis das Lech 15 bis 20 Proz. Kupfer hält und 16 Loth Silber. Dieſes Wiederaufgeben der Leche erzeugt eine große Verſchiedenheit in der Kohlenconſumtion. Nach Pl. werden nur diejenigen Lechſcheiben wieder aufgegeben, welche nach dem Abſtich zuerſt abgehoben und mit Geſtübbe u. ſ. w. verunreinigt ſind. Darin ſtimmen Beide überein,

daß eine Kampagne bei der Friſcharbeit nicht ganz acht Tage dauert, indem man alle Sonnabend niederbrennen läßt, Sonntags den Ofen von Neuem zuſtellt und Montags wieder mit Schmelzen anfängt. — Der Stichheerd iſt tief und faßt ſo viel, daß er nur alle acht Stunden geleert zu werden braucht; dagegen wird der Vorheerd ſehr eng gehalten und man ſticht alle $1\frac{1}{4}$ Stunden. Kurz vor dem Stechen gibt man in den Stichheerd 3 Ctr. Vorſchlagsblei in Scheiben, läßt die flüſſige Maſſe dann darauf fließen, rührt (nachdem man wieder geſtopft hat) mit einer am Ende ſpiralförmig gekrümmten Eiſenſtange um; ſobald ſich das Lech, als das leichtere, nach oben begeben hat und die obere Schicht erkaltet iſt, hebt man ſie ab und ſo ſcheibenweiſe, bis nur noch *eine* Lechhaut über dem Blei iſt; nun reinigt man die Wände des Stichheerds vom anhängenden Blei, zerbricht die Lechdecke, gibt eine Bleiſcheibe zu und ſticht von Neuem ab und ſo während der acht Stunden von einem Aufguß zum andern fort. Während dieſer Zeit conſumirt man, incl. der erſten 3 Ctr., $4\frac{1}{2}$ Ctr. Blei; kurz vor dem letzten Abſtechen gibt man auch das früher abgekratzte, mittlerweile auf eignen Wäſchen gereinigte und concentrirte Blei wieder zu. Beim letzten Abſtich (welcher nach Gr. zwei Stunden vor dem Abguß geſchehen ſoll) hebt man allen Lech ab und gießt dann das Blei in eiſerne Schüſſeln aus. Das Lech muß ſehr dünn abgehoben werden und es geſchieht dies weit beſſer, wenn es kupferhaltig iſt, daher man zuweilen abſichtlich kupferhaltige Geſchicke zuſetzt. Gewöhnlich ſind die Lechſcheiben $\frac{1}{8}$—$\frac{1}{4}$" dick; recht kupfrige, was man ſchon an der Farbe erkennt, ſelbſt $\frac{1}{16}$". — Bei dem großen Unterſchied in der Schwere des Lechs und Bleies hat das Umrühren keinen Nachtheil; die Leche enthalten bei guter Arbeit keine Bleikörner. — Der Bleiverluſt beträgt 15 bis 20 Proz., der Silberverluſt 5—6 Proz., wenn man das in die Schlacken gehende Silber als Verluſt rechnet. Dieſer Verluſt läßt ſich nicht gut anders, als durch die Bildung einer Schwefelverbindung von Blei, Kupfer und Eiſen, auf Koſten des in dem Lech enthaltenen Schwefeleiſens und Schwefelkupfers, erklären. Durch Anwendung von Bleiglätte, wozu freilich die Hitze im Stichheerd zu gering iſt, würde dies vermieden.

Die Produkte dieſer drei Arbeiten ſind nun *Reichblei* und kupferhaltige, ziemlich ſilberreiche *Friſchleche*. Aus dieſen Produkten iſt nun das Silber weiter abzuſcheiden.

Das *Reichblei* wird *abgetrieben*. Die Treibeheerde und das ganze Verfahren ſind bald wie in Freiberg. Die Treibeheerde ſind rund, mit beweglichen eiſernen Hüten und mit einem 10" hohen Rande von beweglichen Steinen verſehen, die bei jedem Treiben aufgeſetzt und mit Lehm verſchmiert werden. Der Rand hat außer den Oeffnungen für die beiden kupfernen Formen (Kannen) noch drei Oeffnungen; die der Feuerbrücke ſchief gegenüberliegende Glätt-

gaſſe, die Oeffnung zum Ausziehen des Abſtrichs, dem Gebläſe gegenüber und das Schürloch dicht bei den Formen. Auf die gemauerte Ziegelſohle wird 6—7'' ſtark Lehm und dann 4—5'' ſtark Mergel (zu Scharnowitz vier Theile Kalk und ein Theil Thon) aufgeſtampft. Die Mergelſohle wird nach jedem Triebe erneut und beim Glätt- und Heerddurchſtechen mit durchgeſetzt, die Lehmſohle ſeltner. Die Spur iſt 1—1$\frac{1}{2}$'' tief. Von der Feuerbrücke bis zur Glättgaſſe mißt der Heerd 7$\frac{1}{2}$', von den Formen zur Abſtrichöffnung 8'; die Tiefe des tiefſten Heerdpunkts unter dem Heerdrand iſt 6'', die Höhe des Rands 10'', die Wölbung des Huts 4''. Die Feuerbrücke iſt vom Roſt 14'' hoch. Die beiden ledernen Spitzbälge ſind beweglich und die Kannen, deren Düſen 3$\frac{1}{2}$'' weit ſind, ſtehen anfangs 2$\frac{1}{2}$' von einander, werden aber im Verlauf der Arbeit mit den Spitzen bis auf 1$\frac{1}{2}$—2'' genähert. Nach geſchlagenem Heerde ſetzt man 120 Ctr. Werkblei auf, welche mit Einſchluß des auf demſelben Heerde geſchehenden und etwa $\frac{1}{4}$—1 Stunde dauernden Feinbrennens in dreißig Stunden abgetrieben werden. Der Abſtrich wird, da er reich iſt, gleich wieder durch das Schürloch auf das treibende Blei gegeben. Damit die Glätte leichter aus ihrer Gaſſe fließt, legt man innerhalb des Rands ein Scheit Holz darüber, welches man aber nicht ganz verkohlen läßt, damit es nicht reducirend wirke, ſondern oft erneut; hierdurch wird zum Theil der ſtarke Holzverbrauch, 1400—1500 Stück Reisbündel (300—1 Kubikklafter), 4 Maas Kohlen und $\frac{3}{8}$ Kl. Scheitholz auf 100 Ctr. Werkblei, bedingt. Nach dem Blicke nimmt man eine Probe, um den Schmelzabgang zu beſtimmen, verſtärkt dann das Feuer und brennt ſogleich fein. Das erhaltene Silber ſoll 15$\frac{15}{18}$ Loth Feine haben und wird in der Münze zu Kremnitz durch Schwefelſäure geſchieden. Man erhält ohngefähr 83 Proz. arme, 16—17 Proz. reiche Glätte, 15 bis 17 Proz. Heerd; der Bleiverluſt iſt = 14 Proz. (10 Proz. nach Gr.), der Silberverluſt $\frac{7}{8}$ Proz. Daß die Glätten noch ziemlich reich ſind, ſchadet nichts, da man ſie wieder durchſetzt, was auch mit den Abzügen und Abſtrichen geſchieht, daher man dieſe nicht ſondert. In Sachſen verliert man, bei im Mittel 19löthigem Werkblei, 8 Proz. Blei und 0,7 Proz. Silber. Da man indeſſen nach Gr. in Ungarn ohne Probe die Glätte als 1löthig annimmt, ſo erhält man beim Glättdurchſtechen meiſt wieder etwas Ueberſchuß, wodurch der Verluſt kaum größer ausfällt, als in Freiberg. Im Allgemeinen meint Gr., daß ein ſorgfältigeres Treiben, namentlich aber Feinbrennen auf beſondern Kapellen zweckmäßiger ſeyn würde.

Die kupferhaltigen Friſchleche werden der Operation des Lechdurchſtechens unterworfen. Dies geſchieht ganz wie das Friſchen in 12' hohen Oefen. Man nimmt dazu, außer den geröſteten Friſchlechen, Durchſtichlechen (von frühern Durchſtichen) und Kienſtocklechen

(vom Kienſtockdurchſtechen), bei einigem Kupferreichthum der Leche nach *Planitz* auch noch Roherze mit in die Beſchickung, welche auf 3—4 Loth Silbergehalt gebracht wird. In dieſem Fall nimmt man dann auf 100 Ctr. Erze 120 Ctr. Leche, 10 Ctr. Heerd und 30 Ctr. Kalk als Zuſchlag, wovon 50—60 Proz. 11—12löthiges Durchſtichlech und 15—18 Proz. 32—40löthiges Reichblei fallen ſollen. Die Schlacken ſind meiſt ¼löthig; auf 100 Ctr. Erze, Leche und Heerd rechnet man 200 Maas Kohlen. Nach *Grunert* rechnet man auf 1 Ctr. Erze 30—50 Pfd. Vorſchlagsblei. Das Reichblei wird mit dem andern abgetrieben. Die Leche aber werden nach *Grunert* ſo oft wieder durchgeſetzt, bis ſie 36 Proz. Kupfer halten. Die Durchſtichſchlacken kommen zur Roharbeit, wie die Friſch- und manche Anreichſchlacken. Gewöhnlich bringt man die Durchſtichleche auf die Saigerhütte von Tajova, zuweilen aber unterzog man ſie ſonſt in den Silberhütten noch der *Niederſchlagsarbeit*, bei welcher man die ſtark geröſteten Leche mit Schlacken aus Bleihütten durchſetzte und ein bleihaltiges, 60—70 Loth Silber gebendes Kupfer erhielt, welches beim Treiben dem Werkblei zugeſetzt wurde. Außerdem erhielt man 14—15löthige Kupferleche, welche man in die Saigerhütte ablieferte.

Die beim Treiben gewonnenen Glätten und die Heerde werden alle Vierteljahr in einem 12′ hohen Ofen durchgeſetzt, *Glätt- und Heerddurchſtechen*, wobei man nach Pl. auf 100 Ctr. Glätte und Heerd 2½ Ctr. Roherze und 8 Ctr. Kalk zuſetzt und 80 Proz. Blei mit 55—60 Maas Kohlenaufwand ausbringt. Nach Gr. ſchmilzt man zuerſt die arme, dann die reiche Glätte, die armen und zuletzt die reichen Mergelheerde. Der Gang des Ofens iſt kühl, der Wind ſchwach; die Glätte wird von der Bruſtſeite eingetragen und um die Naſe zu bilden, Schlacken einer frühern Arbeit in möglichſt kleiner Menge durch die Gicht aufgegeben. In 24 Stunden kann man 180 Ctr. Glätte durchſetzen. Das Produkt iſt unreines Blei und zuweilen etwas Lech, was bei der nächſten Arbeit mit zugeſetzt wird. Da die erſten Schlacken noch ſehr bleireich ſind, ſo ſetzt man ſie noch ein Mal durch (*Schlackenrepetiren*) und verſetzt ſie mit 20 Proz. Kalk und 3 Proz. Rohlech. Der Bleiverluſt beträgt 2½ Proz. Uebrigens ſoll nach Pl. die Arbeit wie die Roharbeit ausgeführt und vier bis zehn Mal in der Schicht abgeſtochen werden. Das hier, ſo wie bei dem Kienſtockdurchſtechen erhaltene Blei wird dem *Bleiſaigern* in Treibeheerden unterworfen, um das Kupfer und andere Beimengungen herauszubringen; man gewinnt aus 100 Ctrn., mit Aufwand von (?) Maas Kohle und 530 Stück Reisbündeln, 85—90 Proz. geſaigertes Blei, welches nach *Gruner* beim Friſchen gebraucht wird. Nach Gr. nimmt man das Bleiſaigern in Flammöfen mit ſehr niedrigem Damm und ſtark geneigter Sohle vor; das Blei ſammelt ſich in einem auf der

Hüttenſohle angebrachten Heerd. Ein 8′ langer, 4′ breiter Ofen wird nach Gruner mit 25—30 Ctr. beſetzt. Die Hitze erreicht nicht das Dunkelrothglühen. Man erhält 20 Proz. Kienſtöcke, welche 10 Proz. ſilberhaltiges Blei einſchließen. In 24 Stunden werden 200 Ctr. Blei abgetrieben. Die Kienſtöcke endlich werden in 14′ hohen Halbhohöfen bearbeitet (Kienſtockdurchſtechen), welche auf ähnliche Art wie beim Friſchen zugeſtellt ſind. Die Arbeit ſelbſt iſt auch dem Friſchen ſehr ähnlich. Man beſchickt die ſehr kupferreichen Kienſtöcke mit ungeröſteten Lechen und erhält ſo ſehr kupferreiche Kienſtockleche, welche, je nach ihrem Silbergehalt, entweder noch ein Mal dem Lechdurchſtechen unterworfen oder unmittelbar in die Saigerhütte Tajova abgeliefert werden. Man ſchlägt meiſt Rohleche, ſeltner Anreich- und Kienſtockleche zu und mißt dieſe nach der Natur der Kienſtöcke ſo ab, daß man keine zu armen Kienſtockleche erhält, welche dann die Koſten des Saigerns nicht tragen, aber auch keine Leche von zu geringem Kupfergehalt. Die Verhältniſſe ſind daher nicht ganz beſtimmt; für 1832 hatte man nach Pl. auf 10 Ctr. Kienſtöcke 40 Ctr. ungeröſtetes Rohlech, 60 Ctr. Friſchſchlacken, 6—8 Ctr. Kalk und 104$\frac{3}{4}$ Maas Kohle präliminirt. Dabei ſollte 11—12löthiges Kienſtockblei und 2—2$\frac{1}{2}$löthiges Kienſtocklech fallen. Die Kienſtockſchlacken kommen auf die Halden. Nach Gr. iſt hier, wenn man geröſtete Leche zuſchlägt, der Kalkzuſchlag überflüſſig; in 24 Stunden werden 60—80 Ctr. Kienſtöcke gefriſcht. — Mit dieſem Proceß ſchließt die Behandlung der güldiſchen Silbererze in den Silberhütten nach der ältern Methode. Die Proceſſe in den Saigerhütten ſind wie gewöhnlich, namentlich ganz wie zu Grünthal in Sachſen.

Gruner ſchließt nun dieſen Abſchnitt mit einer allgemeinen Vergleichung der Sächſiſchen und Niederungariſchen Arbeiten in Bezug auf die Statt findenden Verluſte. Der Silberverluſt iſt in Ungarn im Ganzen 7—8 Proz., in Sachſen 5—6 (beim Schmelzen mit Koaks etwas größer). Dieſer Verluſt vertheilt ſich ſehr ungleich auf die einzelnen Arbeiten, was hier nicht noch ein Mal nachgewieſen werden kann; auch haben nicht alle Erze ſämmtliche Arbeiten durchzumachen. Der größere Silberverluſt in Ungarn iſt der größern Zahl von Arbeiten zuzuſchreiben, welche daſelbſt nach einander vorgenommen werden. — Der Bleiverluſt kann nicht in Bezug auf die producirten Bleiwaaren geſchätzt werden, da dieſe in Sachſen und Ungarn nur Nebenſache ſind; es iſt aber intereſſant, die Menge des auf eine Mark Silber verbrannten und verſchlackten Bleies zu kennen. Dieſe Menge beträgt in Ungarn auf 1 Mark Silber 13$\frac{1}{2}$ Pfd. oder 10—12 Proz. des in den Erzen enthaltenen Bleies, im Ganzen 30 Theile Blei auf 1 Theil Silber. In Sachſen werden nach Héron de Villefosse auf 1 Theil Silber 42—45 Theile Blei conſumirt. Die Vertheilung dieſes Verluſts auf die

einzelnen Arbeiten, ſo wie die nähere Begründung dieſes Anſchlags müſſen wir hier als zu weitläuftig übergehen.

Der größere Bleiverluſt liegt in der Natur der Sächſiſchen Arbeiten, wo das Blei dem Wind in Berührung mit den Schlacken unmittelbar ausgeſetzt wird, während es in Ungarn nur mit den Lechen in Berührung kommt; außerdem wendet man in Freiberg weit größere Mengen Vorſchlagsblei an, als in Ungarn. Der größere Silberverluſt in Ungarn wird durch den bedeutend geringern Bleiverluſt faſt ausgeglichen, dagegen iſt wieder die zum Theil durch die Natur der Erze veranlaßte Conſumtion von Brennmaterial in Ungarn weit bedeutender. Rechnet man die Ungariſchen Erze im Durchſchnitt zu $3\frac{1}{2}$ Loth, die Freiberger zu 5 Loth, ſo wird dort auf 1 Mark Silber 2 Kubikmeter, hier 1,1—1,2 Kubikmeter Kohle conſumirt; man hat dabei den frühern Freiberger Betrieb mit weicher Floßholzkohle und dann zu Neuſohl mit gleichem Brennmaterial zu Grunde gelegt. — Der Anwendbarkeit der Freiberger Proceſſe in Ungarn ſteht ſchon entgegen, daß die bleiiſchen Silbererze dort zu unbedeutend ſind und daß bei der quarzigen Natur der Ungariſchen Erze der Bleiverluſt bei Einführung dieſer Proceſſe wahrſcheinlich noch größer als zu Freiberg ausfallen würde. Dieſe Unanwendbarkeit der Sächſiſchen Proceſſe, auf der andern Seite aber der große Gold- und Silberverluſt nach der ältern Methode, haben Verſuche einer Vereinigung beider Methoden hervorgerufen, in deren Folge durch Swaitzer zuerſt in Nagybánya das im Folgenden zu beſchreibende, ſpäter auch zu Neuſohl und Scharnowitz im Großen verſuchte neue Verfahren eingeführt wurde.

## 2) Neuere Methode.

Aus dem Vorigen iſt erſichtlich geweſen, warum für die Ungariſchen Erze nur die Verbleiung paſſend ſeyn kann, zugleich aber, warum die ältere Methode, welche eigentlich auch nur eine Verbleiung iſt, um ſo bedeutendere Verluſte an edeln Metallen und um ſo größere Arbeitskoſten verurſacht, je reicher an Gold und je ärmer an Silber und Kupfer die Erze ſind. Einzelne Vorſchläge zu Vermeidung dieſer Verluſte ſind bereits hier und da berührt worden. Die neue Methode, zuerſt zu Nagybánya eingeführt, ſucht nun alle Nachtheile der ältern zu vermeiden, indeſſen hat eine gänzliche Unterdrückung der Roharbeit wegen der quarzigen Natur der Erze und wegen des Mangels an Bleiglanz nicht erreicht werden können. Man unterwirft daher zuerſt arme Erze einem Rohſchmelzen mit geröſteten kieſigen Schliechen (ohne Kalk- und Schlackenzuſatz), womit man jedoch zugleich eine Friſcharbeit im Vorheerde verbindet. Dies nennt man Armverbleiung (imbibition pauvre). Die ſo erhaltenen Leche werden mit reichem Erz und geröſteten bleiiſchen Er-

zen in der ſogenannten **Reichverbleiung** (imbibition riche) behandelt, das Produkt dieſer Arbeit einer dritten Verbleiung unterworfen und endlich die hier abfallenden kupferhaltigen Leche mit ſilberhaltigem Schwarzkupfer in einer letzten, die Saigerung erſetzenden Operation, **Kupferauflöſung** genannt, vollends entſilbert. Dieſe letzten Leche dürfen nur 1 Loth und das daraus erhaltene Schwarzkupfer nur 2 Loth güldiſches Silber erhalten. Die Hauptſache bei *allen* dieſen Arbeiten iſt, nie mehr Leche zu erzeugen, als gerade zu Zurückhaltung des Kupfers und Silbers nöthig iſt. Nach Nagybánya's Vorgang wurden im Winter 1832—33 auch zu Scharnowitz und Neuſohl Verſuche im Großen mit dieſer Methode angeſtellt. **Gruner** hat bei ſeiner Arbeit hauptſächlich die Scharnowitzer Verſuche zu Grunde gelegt.

**Armverbleiung.** Der Zweck dieſer, die Roh- und Concentrationsarbeit der ältern Methode erſetzenden Operation iſt der, ½ bis ⅔ des Silbers und ⅔—½ des Golds aus armen Erzen mit Blei zu verbinden, den übrigen Gehalt an edeln Metallen und Kupfer aber mit Hilfe kieſiger Schlieche in einem Leche, welches nicht über 11 bis 12 Proz. der Beſchickung betragen ſoll, zu concentriren. Die als Zuſchlag dienenden kieſigen Schlieche werden in Meilern an der Luft geröſtet. Auf eine von Thon geſchlagene, mit mehreren zum Theil durch Platten bedeckten Räumen verſehene Tenne bringt man eine Schicht Kohlen, darauf zwei Lagen übers Kreuz gelegtes Rundholz, ſodann ein Bett von Kohlenlöſche, nun eine 1′ dicke Lage Schliech, darauf wieder Holz, Löſche, Schliech u. ſ. f., bis ein 6′ hoher Meiler fertig iſt. Theils der Befeſtigung, theils des beſſern Zugs wegen läßt man mehrere Pfähle von 6 zu 6′ vertikal durch den Meiler gehen, nach deren Verbrennung leere, als Kamine dienende Räume entſtehen. Der Meiler wird an den vier Ecken angezündet. Auf einer 24′ breiten, 30′ langen Tenne röſtet man ſo 1000 Ctr. kieſige Schlieche (welchen man auch zuweilen die armen kieſigen Silberſchlieche zufügt). Zu Nagybánya macht man den Meiler cylindriſch mit ſtrahlenförmiger Anordnung des Holzes, ſo daß in der Mitte eine Eſſe bleibt. Man zündet dann den Meiler in der Mitte an. 100 Ctr. Schlieche conſumiren eine Kubiktoiſe Holz und 16 Maas Kohlen. Eine Operation dauert 3—4 Wochen; die Schlieche ſintern dabei zuſammen, wodurch die Menge des Flugſtaubs vermindert wird; man muß ſie daher nach dem Röſten nicht zu lange an der Luft liegen laſſen, daß ſie nicht wieder zerfallen. — Die Armverbleiung wird in Hohöfen ausgeführt, welche wie bei der Roharbeit vorgerichtet ſind; wegen der Leichtflüſſigkeit der Schlacken iſt die Arbeit leichter, bennoch muß man die Hitze hoch halten und mit lichter Naſe arbeiten. Die Verbleiung geſchieht durch Blei, welches durch das Auge in den Heerd gebracht wird. Zu Scharnowitz braucht man 6—7, zu Neuſohl 9—10 Proz. der Beſchickung

Blei. Weniger Blei macht die Entſilberung unvollſtändig, mehr Blei gibt ein zu armes Werkblei. Je mehr übrigens Lech erzeugt wird, deſto unvollſtändiger iſt die Verbleiung des Silbers, während um ſo mehr Gold an das Blei geht, je mehr Lech vorhanden iſt. Das Gold wird nämlich nicht durch den Schwefel, ſondern nur durch andere Metalle zurückgehalten. Die Beſchickung beſteht zu Scharnowitz aus 52 geröſteten kieſigen Schliechen und 48 güldiſchen Silbererzen und Schliechen, zu Neuſohl aus 77 der erſtern, 6 der zweiten und 17 geröſteten Silberſchliechen. Trotz der Menge des durch die Röſtung gebildeten Eiſenoxyds ſetzt man zu Scharnowitz noch 20, zu Neuſohl 14 Proz. Kalk zu. Zu Nagybánya, wo man ſehr goldhaltige Erze hat, vermeidet man den Schlackenzuſatz ganz, auch zu Neuſohl; zu Scharnowitz dagegen hat man einen Zuſchlag von 60 Proz. Reichverbleiungsſchlacken vortheilhaft gefunden; beſſer wäre es geweſen, eben ſo viel geröſtete Schlieche zu nehmen wie in Neuſohl und die Schlacken ganz zu vermeiden. Die Beſchickung zu Scharnowitz iſt im Durchſchnitt $1\frac{1}{2}$löthig, zu Neuſohl $\frac{3}{4}$löthig. — Iſt der Ofen angewärmt und zu $\frac{2}{3}$ mit Kohle gefüllt, ſo gibt man 2 Ctr. ungeröſtete Leche auf die Gicht und einige Centner Schlacken von der vorigen Arbeit, dann erſt die Beſchickung. Sobald die erſte Gicht niederkommt, gibt man durch das Auge 2 Ctr. Vorſchlagsblei in den Heerd. Man ſticht das Lech und das Blei nur drei bis vier Mal in der Schicht; das Lech in den Stichheerd, von wo es in dünnen Platten abgehoben wird; das Blei, welches ſpäter noch ein Mal aufgegeben wird, in eiſerne Formen. — In einer 12ſtündigen Schicht ſchmolz man zu Scharnowitz 33 Ctr. der Beſchickung, erhielt 20 Proz. 3—4löthiges Lech (zu viel!); das 12 bis 13löthige Blei, welches $\frac{3}{4}$ des angewendeten Vorſchlagsbleies betrug, enthielt 45 Proz. des in der Beſchickung enthaltenen Silbers und 60,71 Proz. des Golds. Der Bleiverluſt iſt, wenn man die 4 Proz., welche in das Lech übergegangen ſind, abrechnet, 6,3 Proz., der Silberverluſt 2 Proz. Dagegen erhält man ſtets etwas mehr Gold, als nach der Probe zu erwarten war. Auf 100 Ctr. Beſchickung werden 133 Maas Kohlen conſumirt. Durch ſtärkere Röſtung würden die Schlacken ſchmelzbarer, die Kohlenconſumtion und der Kalkzuſchlag geringer, der Schlackenzuſchlag ganz überflüſſig werden. Die Kampagne dauert 15—20 Tage. Die $\frac{1}{16}$löthigen Schlacken kommen über die Halde, das Blei wird abgetrieben. — Zu Neuſohl ſchmolz man in einer Kampagne von achtzehn Tagen 1285 Ctr. Beſchickung, verbrauchte 136 Ctr. Vorſchlagsblei, erhielt 115 Ctr. 8löthiges Werkblei, 136 Ctr. 3löthiges Lech mit 4 Proz. Blei; alſo 10 Proz. Bleiverluſt, 3 Proz. Silberverluſt, 15 Proz. Goldgewinn. Auf 100 Ctr. Beſchickung conſumirte man 169 Maas Kohlen. Die Vergleichung der auf beiden Hütten nach der ältern Methode erhaltenen Reſultate überlaſſen wir dem Leſer.

Reichverbleiung. Dieſe erſetzt das Friſchen der ältern Methode und verſchmilzt die geröſteten Leche der vorigen Arbeit mit reichen Erzen und bleiiſchen Geſchicken. Es ſollen dabei den Erzen und Lechen 75 Proz. ihres Silbers und 95 Proz. ihres Golds entzogen und in 80 Proz. des in der Beſchickung enthaltenen Bleies concentrirt, das Uebrige nebſt dem Kupfer in den Lechen vereinigt werden. — Die Armverbleiungsleche werden wie oben geröſtet; die bleiiſchen Geſchicke (Bleiglanz, Glätte, Heerd u. ſ. w.) in Flammöfen. Der Ofen zu Neuſohl hat zwiſchen der Feuerbrücke und dem Röſtheerd einen 6″ breiten, durch die ganze Länge des Ofens gehenden Kanal, welcher friſche, noch nicht entſauerſtoffte Luft in die zu röſtende Maſſe führen ſoll. Der Ofen iſt 15′ lang, 6′ breit, der Feuerraum iſt 1½′ breit, der Heerd 10′ lang, das Gewölbe iſt 1′ über dem Heerd; über dem Ofen ſind Condenſationskammern. Jeder Ofen hat zwei Arbeitsthüren, die eine am ſchmalen Ende, die andere an der Seite des Feuerlochs. Die Geſchicke werden durch einen vertikalen, in der Nähe der erſtern Thür das Gewölbe durchbohrenden Kanal aufgegeben. —

Zu Scharnowitz hatte man noch einen zweiten Heerd angefügt und jedem Heerd 8 □′ Größe gegeben; indeß kann man den obern Heerd nur zur Vorbereitung brauchen, nicht zur wirklichen Röſtung. — Im Ofen zu Neuſohl werden alle Mal drei Gichten von 4 Ctrn. auf ein Mal bearbeitet, wovon die erſte am entfernteſten, kühlſten Ende, die zweite in der Mitte, die dritte, welche ſtets umgerührt werden muß, vorn ſich befindet; jede verweilt vier Stunden an ihrem Platze, nach welcher Zeit die dritte ausgezogen, die zweite und erſte vorgerückt und hinten eine neue eingebracht wird. In zwölf Stunden werden alſo 12 Ctr. fertig. — Zu Scharnowitz kommen auf jeden Heerd 10 Ctr., welche fünf bis ſechs Stunden an ihrem Flecke bleiben, wobei die untere Portion fortwährend, die obere ſeltner umgeſtochen wird, nach dieſer Zeit wird die untere Portion ausgezogen, die obere kommt herunter und eine neue oben hin. — Die Bleiſchlieche und die Erze in Körnern werden beſonders geröſtet, dagegen die ſchweflichen reichen Silberſchlieche den Bleiſchliechen in der letzten Röſtungsperiode zugeſetzt, ſo daß auf 3 Ctr. Bleierz 1 Ctr. Silberſchliech kommt. — Man brennt hartes Scheitholz. — Auch das Reichverbleien geſchieht am beſten im Hohofen, jedoch mit weniger heißem Gange; das Auge der Bruſt bleibt geſchloſſen; der Wind iſt ſchwach; Alles, um zu großen Bleiverluſt zu vermeiden. Die Beſchickung, der man zu Neuſohl und Nagybánya etwas Kalk und Eiſen (um das Blei aus dem Schwefelblei zu fällen) zuſchlägt, muß 20—26 Proz. Blei, 2—3 Proz. Kupfer, 3—4 Loth güldiſches Silber enthalten und 10—12 Proz. Lech geben. Der Proceß ſelbſt wird wie das Armverbleien ausgeführt, aber kein Blei vorgeſchlagen. Gewöhnlich ſticht man alle zwei Stunden. Das Werk-

blei iſt 20—30löthig, das Lech 8löthig. Der Bleiverluſt iſt 15 bis 20 Proz., wenn man die in die Schlacken gehenden Prozente mitrechnet, alſo größer, als in Sachſen, was von der quarzigen Natur der Erze herrührt. Der Verluſt an güldiſchem Silber iſt 3—5 Proz. — Die Verhältniſſe der Beſchickung können nicht conſtant ſeyn, da es darauf ankommt, ſie auf den angegebenen Durchſchnittsgehalt an Metallen zu bringen. Am beſten fand man zu Scharnowitz: 44 Silbererze, 24,19 Bleiglanze, 31,81 Glätte und Heerd; dazu 50,17 Proz. geröſtete Armverbleiungsleche und 18 Proz. Kalk. Man ſetzte in der Schicht 34 Ctr. durch, mit einer Conſumtion von 112½ Maas Kohle, erhielt 32½ Proz. Lech (viel zu viel!), 72,29 Proz. (der angewendeten bleiiſchen Geſchicke) Werkblei, in welchem 69 Proz. des Silbers und 90,6 Proz. des Golds enthalten waren; alſo 2,91 Proz. Silber — 2,30 Gold — 22 Bleiverluſt. — Zu Neuſohl ſchmolz man in einer 18tägigen Kampagne: 305 Ctr. geröſtete Bleierze und Schlieche, 50 geröſtete, 312 rohe Silbererze, 84 Abſtrich, 154 Heerd und Glätte, 200 drei Mal geröſtetes Lech und 100 Ctr. Kalk nebſt 96 Ctrn. Eiſengranalien. — Die Menge des Bleies, welche auf einen Theil Silber gerechnet wird (170—180 Theile), iſt alſo faſt wie in Sachſen, aber da die Erze ärmer ſind, der Bleiverluſt auf die Mark Silber größer. Die Werkbleie halten 20—30, die Leche 8 Loth, außerdem 14 Proz. Kupfer und 12—14 Proz. Blei. Gegen das Friſchen der ältern Methode iſt der Blei- und Goldverluſt geringer, man erhält weniger und an Silber ärmeres, an Kupfer reicheres Lech und conſumirt weniger Brennmaterial. Die ½löthigen Schlacken werden mit armen kieſigen Schliechen beſonders verſchmolzen. Die Leche unterwirft man der folgenden Operation. Die Werkbleie werden abgetrieben. Man ſieht, daß die abzutreibenden Werkbleie nach der neuen Methode ärmer ſind, als nach der ältern, alſo auch hierbei der Bleiverluſt bedeutender ſeyn muß.

Reichverbleiungslechſchmelzen (imbibition des mattes). Dieſer Arbeit werden nur die unter 20 Proz. Kupfer enthaltenden Leche unterworfen; die kupferreichern gehen ſogleich zur Kupferauflöſung über. Man röſtet die Leche drei Mal bei 6—10 Proz., zwei Mal bei 11—15 Proz., ein Mal bei 16—20 Proz. Kupfergehalt. Die Arbeit geſchieht im Hohofen zu Nagybánya mit Zuſatz von Eiſengranalien. Hier wird wieder Blei vorgeſchlagen. Die Beſchickung zu Scharnowitz beſteht aus 20,5 Ctr. Silbererzen, 60,1 geröſteten Lechen, 2,7 Glätte, 16,7 Gekrätz der vorigen Arbeit; ſie hält 4 Loth güldiſches Silber, 8 Proz. Kupfer, 14 Proz. Blei. 4,7 Ctr. Blei werden vorgeſchlagen. In zwölf Stunden ſchmilzt man 45,6 Ctr., erhält dabei 26,7 Ctr. Lech (ſollte nur 12 Proz. ſeyn); der Bleiverluſt iſt 3 Proz. Das 20löthige Werkblei wird abgetrieben. Der Silberverluſt iſt unbedeutend, an Gold wird ge-

wöhnlich gewonnen. Auf 100 Ctr. Beſchickung conſumirt man zu Scharnowitz 80 Maas, zu Neuſohl 65 Maas Kohle. Die Leche dieſer Operation und wenn ſie über 20 Proz. Kupfer enthalten, auch ſogleich die Reichverbleiungsleche, werden ein bis zwei Mal geröſtet und der Kupferauflöſung unterworfen. Die Schlacken kommen über die Halde.

Die Kupferauflöſung erſetzt das Lechdurchſtechen und Niederſchlagſchmelzen der ältern Methode. Die Behandlung der hierbei erfolgenden Leche entſpricht dagegen dem Kienſtockdurchſtechen und Saigern. Die Beſchickung muß 20 Proz. Kupfer, 3—5 Loth Silber, auf jedes Loth Silber 20 Pfd. Blei und auf jedes Pfund Kupfer 1—2 Pfd. Blei enthalten. Das Blei wird als Glätte und Heerd unmittelbar vorher auf die Gicht gegeben, ehe die Beſchickung darauf kommt; als Flußmittel kommen 50 Proz. Reichverbleiungsſchlacken hinzu. Man verſchmilzt ſo nicht allein die Leche, ſondern auch das ſilberhaltige Schwarzkupfer von Altgebirg. Man ſoll erhalten: 90 Proz. des aufgegebenen Bleies als 4—5löthiges Werkblei (kommt zur Armverbleiung); 2—2½löthige Leche, welche 10 bis 15 Proz. Blei halten und nochmals verſchmolzen werden; Gekrätz, was ebenfalls zur folgenden Operation kommt; Schlacken, welche 2 Proz. Blei, ½ Proz. Kupfer und ⅛ Silber enthalten und mit den Reichverbleiungsſchlacken verwendet werden. — Die Leche dieſer Arbeit werden nochmals verſchmolzen, ſo daß man nur ſehr kupferreiche, ſilberarme, Gold gar nicht enthaltende Leche gewinnt. Man ſchmilzt die ungeröſteten mit reichen Schlacken, ſchlägt Blei vor (auf 1 Loth Silber 20—22 Pfd.) oder auch Glätte nach Berthiers Vorſchlag und erhält ein 3löthiges Werkblei, welches zur Armverbleiung kommt. Der Bleiverluſt iſt 10 Proz.

Das Verſchmelzen der reichen Schlacken, welches wie das Armverbleien ausgeführt wird, iſt ebenfalls der neuen Methode eigenthümlich, da dieſe Schlacken bei der ältern zur Roharbeit kommen. Man ſchmilzt 70 Proz. ¼—⅛löthige Schlacken mit 30 Proz. kieſigen Schliechen und ſchlägt 44 Proz. Blei durch das Auge vor. In 24 Stunden ſchmilzt man 114 Ctr. mit einer Conſumtion von 78 Maas Kohle auf 100 Ctr.; man erhielt 8 Proz. Lech und 50 Proz. des angewendeten Bleies als Werkblei. Zu Neuſohl ſchlägt man kein Blei vor, ſondern gibt die erhaltenen Leche zum Reichverbleien.

Zu Schemnitz und Neuſohl hatten, als Gr. ſeine Abhandlung niederſchrieb, die Verſuche noch nicht lange genug gedauert, um über die Vortheilhaftigkeit der neuen Methode definitiv entſcheiden zu können. Die Ergebniſſe zu Nagybánya ſind ſehr günſtig geweſen und die Methode ſcheint ſich ganz für die Natur der Ungariſchen Erze zu eignen. Der Silberverluſt iſt 2—3 Proz. und noch mehr geringer, als nach der ältern Methode, dagegen freilich der Blei-

verluſt bedeutend größer; man muß für einen Theil Silber faſt funfzig Theile Blei opfern und es fragt ſich, ob die Schwierigkeit, ſich in Ungarn ſo viel Blei zu verſchaffen, nicht der allgemeinen Einführung des Verfahrens entgegenſtehen wird.

## Reduktion der Glätte vor dem Treibheerd.

In der obigen Beſchreibung der Niederungariſchen Hüttenproceſſe wurde der zum Theil daſelbſt üblichen ſogenannten Ruſſiſchen Reduktionsmethode der Glätte, wo man dieſelbe nicht dem gewöhnlichen Heerd- und Glättfriſchen unterwirft, ſondern ſie, ſo wie ſie aus der Glättgaſſe abfließt, auf glühenden Kohlen ohne Gebläſe reducirt, gar nicht gedacht. Im IX. Bde. von Karſtens Archiv, zweite Reihe, gibt Hr. A. v. Hövel eine Darſtellung dieſes Proceſſes, welcher jetzt zu Schemnitz allgemein angewendet wird und man ſich des früher üblichen Heerd- und Glättfriſchens nur noch für den Heerd und die etwa bei der Ruſſiſchen Methode noch abfallenden Glätte bedient. In demſelben Bde. der obigen Zeitſchrift finden wir ferner eine Darſtellung der in Freiberg über dieſe Methode angeſtellten Verſuche von den Herren Hüfer und Eichhoff und endlich ähnlicher, auf der Friedrichshütte bei Tarnowitz ausgeführter von Hrn. Mentzel. Wir theilen hier nach dem polytechniſchen Centralblatt 1836, Nr. 50, aus allen drei Abhandlungen einen Auszug mit.

Die Ruſſiſche Methode, wie ſie zu Barnaul betrieben wird, beſteht nach v. Hövel in Folgendem: Die Kohlen, durch welche man die abfließende Glätte reducirt, befinden ſich in einem kleinen viereckigen, auf der Hüttenſohle unter der Glättgaſſe des Treibheerds ſo angebrachten Ofen, daß die abfließende Glätte gerade auf die Mitte der Kohlen herabrinnt. Der obere Theil der 3′ hohen Umfaſſungsmauer des Treibeheerds ragt 6″ über dem Ofen, welcher 2′ 9½″ Preuß. hoch iſt und aus vier 1¼″ dicken Eiſenplatten beſteht, hervor. Die beiden Seitenplatten des Ofens ſtehen ſenkrecht, die Rückplatte aber ſchief, ſo daß der Ofen nach unten enger wird; er iſt oben 1′ 7½″, unten 1′ 2½″ tief; hinten am Heerd 1¼′, vorn 11″ weit. Die Seitenplatten ſind in der Umfaſſungsmauer des Treibeheerds befeſtigt und mit drei viereckigen, 2″ im Quadrat großen Schür- und Luftlöchern verſehen; auch die an die Seitenplatten angeſchraubte Vorderplatte hat ähnliche Löcher. Durch an den Platten angebrachte Falze und Verſtreichung der Fugen mit Lehm wird die Verbindung noch inniger.

Am Ende der Kampagne beim Ausräumen des Ofens läßt ſich die Vorderplatte ohne große Mühe abnehmen. Die Rückplatte lehnt ſich an die Umfaſſungsmauer des Treibeheerds, iſt wie die Vorderplatte mit den Seitenplatten verbunden. Die aus Lehm geſtampfte

Ofenſohle neigt ſich etwas nach der in einer der Seitenplatten dicht auf der Hüttenſohle angebrachten 4½" hohen und weiten Oeffnung, durch welche das Blei in den Tiegel abfließt. — So bald nun von dem auf dem Treibeheerd befindlichen Blei der Abſtrich gezogen iſt, wird der Glättreducirofen mit groben Kohlen gefüllt und dieſe unten angezündet, ſo daß ſie, wenn die Glätte zu fließen anfängt, durch und durch roth glühen. Indem nun die in den Ofen herabrinnende Glätte durch die locker liegenden Kohlen tropft, wird ſie reducirt, das Blei fließt in den Tiegel ab, aus welchem es in Pfannen geſchöpft wird. Man muß, ſo wie die Kohlen, was bei der ſehr lebhaften Verbrennung raſch geſchieht, zuſammen ſinken, immer neue glühende Kohlen aufgeben. Uebrigens muß der Arbeiter beſorgt ſeyn, die Kohlen ſtets locker zu erhalten. Verſtopft ſich der Ofen an einer Stelle, ſo kann ſich die Glätte nicht mehr gleich vertheilen, fließt nach der andern Seite, wo ſie nicht genug Kohlen findet und daher zum Theil unreducirt abfließt. Dieſe Glätte wird dann von dem metalliſchen Blei ſogleich getrennt und im Glätt- und Heerdfriſchen reducirt. — Die große Hitze, welche der neben dem Reduktionsofen ſtehende Treiber bei dieſer Methode auszuſtehen hat, iſt in ſofern ſehr nachtheilig, als ſie die Aufmerkſamkeit ſchwächt und der Treiber leicht Blei mit der Glätte abfließen läßt, was indeſſen in Ungarn, wo man nur wenig Blei als Kaufblei abſetzt, ſondern das meiſte wieder als Vorſchlagsblei benutzt, wenig in Anſchlag kommt. — Soll Kaufblei dargeſtellt werden, ſo thut man dies im Anfange des Treibens und probirt das Produkt, ob es nicht noch zu viel Silber enthalte. —

Durch die neue Methode hat ſich die Zahl der beim Treiben angeſtellten Arbeiter von drei auf vier vermehrt; die Treiber haben das Glättreduciren mit im Gedinge. — Aus 1616 Ctrn. Werkblei erhielt man in mehrern Treiben zu Kremnitz 3873 Mark Blickſilber, 1178 Ctr. Glättblei, 158 Ctr. Glätte, 320 Ctr. Heerd. Beim Glättreduciren verbraucht man 303 Wiener Maas Kohlen, alſo auf 100 Ctr. Glättblei 25,7 Maas, was ein ſehr günſtiges Verhältniß der Kohlenconſumtion wäre.

Die in Freiberg auf der Muldner und Halsbrücker Schmelzhütte angeſtellten Verſuche wurden nach *Hüſer* und *Eichhoff* mit einem folgendergeſtalt conſtruirten Apparat ausgeführt: Ein 20" hoher, 15" im großen, 10" im kleinen Durchmeſſer weiter Eiſenblechkegel wurde mit der großen Fläche nach unten auf ein etwas geneigtes, mit einer Mergelſohle bedecktes, auf einem Fundament von Mauerziegeln und Geſtübbe ruhendes Blech aufgeſetzt. Der Kegel ſelbſt, ſo wie der Raum zwiſchen ihm und dem Treibeheerd ward mit glühenden Kohlen gefüllt. Das reducirte Blei ſammelte ſich auf dem Blech und floß durch eine Saigergaſſe in einen Stichheerd. Man fand jedoch bei einem zweiten Verſuche, daß es beſſer

ſey, die ſehr viel Kohlen conſumirende Saigergaſſe wegzulaſſen und die Kohlenſäule lieber zu erhöhen, was durch ein 10″ hohes gekrümmtes Blech, welches auf den Kegel aufgeſetzt wurde, geſchah. Eine Abänderung mit einem 3′ hohen, 8″ weiten gußeiſernen Cylinder zeigte ſich wegen der zu geringen Weite unanwendbar. — Man erhielt bei dieſen beiden Verſuchen (a und b) aus 100 Ctr. Werkblei: a) 44½ Ctr. Friſchblei (⅛löthig), 18 Ctr. Schlacken oder Dörner (½löthig) und verbrauchte 239,7 Sächſ. Kubikfuß *Kohlen;* b) 53½ Ctr. Friſchblei, 10 Ctr. Schlacke, mit Aufwand von 183,3 C′ Kohlen. — Theils um das Eiſen, welches durch unmittelbare Berührung mit dem Bleioxyd ſehr zerſtört wurde, theils aber auch, um die dem Treiber äußerſt läſtige ſtrahlende Hitze thunlichſt zu vermeiden, baute man nun einen kleinen viereckigen Heerd von Backſteinen an den Treibeheerd an, verſah ihn mit Geſtübbeſohle, Spur, Auge, Vorheerd und erhöhte ihn, nachdem das Werk vom Abſtrich befreit war, noch durch einen 20″ hohen Ziegelkranz. Ohne letztern war der Ofen 20″ hoch, 1′ 4″ lang, 12″ weit und hatte drei Zuglöcher. Damit der Kranz beim Abzug- und Abſtrichziehen nicht hindere, ward er während der Zeit mit einer eiſernen Platte bedeckt. Man konnte nun 18½ Stunde mit dem Glättreduciren fortfahren, ohne zu großen Silberreichthum des Bleies zu befürchten, konnte jetzt bequem ausſchöpfen, da man durch Verſchließen des Auges das nachfließende Blei hindern konnte, das ſchon durch Abzugnehmen gereinigte Blei wieder zu vereinigen. Die ſtrahlende Hitze hinderte den Abtreiber wenig mehr, doch können der aus dem Glättreducirofen ſich entwickelnde Rauch und die Bleidämpfe immer noch die oben gerügte nachtheilige Wirkung auf den Treiber haben. Auf den guten Willen des Arbeiters kommt in ſofern Alles an, als dieſer nur auf ein möglichſt kleines Bruſtſtück zu ſehen hat, damit die Glätte immer mitten auf die Kohlen fließe. — Man erhielt nun aus 100 Ctrn. Werkblei 54½ Ctr. Friſchblei, 17 Ct. Dörner und conſumirte 126,9 C′ Kohle. — Als man den Ofen durch Verſtärkung der Geſtübbebekleidung etwas verengte, ſo daß er auf der Sohle nur 14″ lang und 10″ weit, oben aber wie früher war, erhielt man unter gleichen Umſtänden mit gleicher Kohlenconſumtion 57 Ctr. Friſchblei. Das Blei iſt ſtets von ſolcher Reinheit, daß es nicht geſaigert zu werden braucht. Sein Silbergehalt hängt natürlich vom Silberreichthum der Glätte, ſo wie das ganze Gelingen des Proceſſes vom Treiben ab. Bei dem frühern Glättfriſchen brauchte man im Quartal Luciä 1832 auf 100 Ctr. Friſchblei (mit Einſchluß des Saigerns) 340,808 C′ Kohlen; während nach dem letzten der obigen Verſuche auf 100 Ctr. nur 222,639 C′ kommen würden. Außer dieſer Kohlenerſparung dürfte die neue Methode auch bedeutende Arbeitslöhne erſparen, ſo daß die Produktionskoſten von 100 Ctr. Blei (Brennmaterial und Löhne) nach der ältern

Methode 20 Thlr. 22 Gr., nach der neuern 11 Thlr. 20 Gr. betragen. Endlich braucht man nach der neuen Methode nur 20 Stunden, wo die ältere 33 Stunden forderte. Der Bleiverbrand hat nicht ermittelt werden können; die Dämpfe waren bei dem ſtarken Zuge des Ofens bedeutend. — Trotz dieſer günſtigen Erfolge ſcheint man des erwähnten nachtheiligen Einfluſſes auf den Treiber wegen der neuen Methode in Freiberg nicht zugethan zu ſeyn.

Weit ungünſtiger ſpricht ſich Mentzel, der über die auf der Friedrichshütte bei Tarnowitz angeſtellten Verſuche berichtet, über die neue Methode aus. Man wandte auch dort keine eiſernen Ofen wie zu Barnaul, ſondern einen Ziegelofen wie zu Freiberg an. Man baute dieſen Ofen unmittelbar an die Bruſt des Treibeheerds an, gab ihm eine halbcylindriſche Form, 16″ Weite im Lichten und 18″ Höhe über der Hüttenſohle, ſchlug ihn im untern Theile mit ſchwerem Geſtübbe aus und gab dem ſo gebildeten halbmuldenförmigen Heerde 3″ Neigung nach dem Auge, welches unmittelbar zur Verbindung mit dem Stichheerde diente. 6″ über der Hüttenſohle, wo der Geſtübbeheerd an die Seitenwände des Ofens grenzte, brachte man drei Regiſteröffnungen an. Als der Reduktionsofen und Stichheerd gehörig abgewärmt und der Treibeheerd mit 160 Ctr. Werkblei beſetzt war, bedeckte man behufs des Abſtrichziehens den Reduktionsofen mit einer Eiſenplatte, welche dann mit dem darauf angeſammelten Abſtrich weggenommen wurde. Nun füllte man den Reduktionsofen mit Backkoaks, verſetzte dieſe in lebhafte Glut und legte über die obere Mündung deſſelben, um die Glätte gerade auf die Mitte der Kohlen zu leiten, in ſchräger Richtung einige Stücke Flachwerk, die man durch eine untergelegte eiſerne Schiene unterſtützte. — Die Glätte reducirte ſich im Laufe der Operation ſehr vollſtändig und das Blei floß in einem gleichförmigen ſchwachen Strome durch das Auge in den Stichheerd. Dabei war nur für die gehörige Kohlenmenge und gleichmäßige lockere Vertheilung derſelben zu ſorgen. Später erzeugte ſich durch Verſchlackung der Koaksaſche und Abſchmelzung der Ofenwände eine der Glättfriſchſchlacke ganz gleiche, ſehr träge fließende Schlacke; Spur und Bruſt des Treibofens wurden gleichzeitig durch die Glätte angegriffen und ſo der regelmäßige Abfluß geſtört; die nicht wie ſonſt erkaltende, ſondern heiß bleibende Glätte drang nämlich in die Heerdmaſſe der Bruſt ein, bildete einen Kanal im Innern, durch welchen die Glätte unterhalb der Flachwerke zum Vorſchein kam. Verſtopfen mit Heerdmaſſe nützte wenig. Indeß gelang es bei langſam fortgeſetztem Treiben, die Arbeit zu beendigen. Vom Glättziehen bis zum Zapfen der concentrirten Werke dauerte die Arbeit 24 Stunden (ſonſt 16 bis 18 Stunden), wodurch der Heerdfall vergrößert wurde. Man erhielt aus den 160 Ctr. Werkblei 98 Ctr. 71 Pfd. Kaufblei, 13 Ctr. 82¼ Pfd. concentrirte Werke, 34½ Ctr. Heerd, 3¾ Ctr. Vor-

ſchläge, 1½ Ctr. Abſtrich, 1 Ctr. Bleiaſche. In den vier letzten Produkten ſind 30 Ctr. 96 Pfd. Blei anzunehmen, ſo daß alſo das ſämmtliche ausgebrachte Blei 143 Ctr. 29½ Pfd. beträgt. Die fehlenden 16 Ctr. 80½ Pfd. ſind zum Theil in den 20 Ctr. vom Reduktionsofen zurückerhaltener Schlacken enthalten. Dabei wurden conſumirt 12½ Tonne Steinkohlen zum Treiben, 5 Tonnen Backkoaks zum Reduciren der Glätte. — Man fand nun durch Probiren des Bleies im Stichheerde zu verſchiedenen Zeiten, daß Anfangs nur eine Spur Silber vorhanden, aber ſchon bei der dritten Probe das Blei ½löthig war. Da nämlich auf der Friedrichshütte mit Steinkohlen getrieben wird, ſo kann der Treiber vor dem Rauche den Stand der Glätte nicht ſehen, richtet ſich alſo bei ſeiner Arbeit nur nach dem Andrängen der Glätte nach der Spur und der Beſchaffenheit der Glätte in der Spur. Da ihm nun der Rauch des Reduktionsofens und der Umſtand, daß die Glätte jetzt heiß und flüchtig bleibt, die Beobachtung dieſer Zeichen faſt unmöglich macht, ſo kann er ein Abfließen von Blei mit der Glätte kaum vermeiden, ſo daß ſich alſo der auch anderwärts beobachtete Uebelſtand hier durch die Lokalverhältniſſe ſehr vergrößert, namentlich wenn die Bruſt des Treibofens, wie oben erwähnt, durchfreſſen iſt. Der große Silberverluſt, der ſo entſtand, ließ von allen weitern Verſuchen abſtehen. — Mentzel bemerkt, daß die in Freiberg durch die neue Methode erhaltenen Reſultate, obgleich in Freiberg gegen die frühern günſtig, doch noch nicht die in Tarnowitz mit der ältern Methode erhaltenen erreichen. In Freiberg macht 1 Ctr. Glättblei nach der neuen Methode 3 Sgr. 6½ Pf. Preuß. Reduktionskoſten; in Tarnowitz nach der ältern Methode, incl. Aufarbeitung der Glättſchlacken, nur 1 Sgr. 8½ Pf., welche Differenz ſich durch den höhern Preis des Brennmaterials in Freiberg allein nicht erklären läßt. Der einzige Vorzug, der übrigens nicht überall ein ſolcher iſt, iſt der, daß man bei der neuen Methode keine Kaufglätte zu debitiren braucht. Die ſchleſiſche Hütte hat aber gegenwärtig mehr Gewinn vom Glätte- als vom Kaufbleidebit. Sie gibt alſo der alten Glättfriſchmethode über dem Krummofen unbedingt den Vorzug vor der neuern.

Wir müſſen hier noch einer verbeſſerten Einrichtung der Treibeheerde gedenken, nämlich des im Jahr 1837 zu Otalapos-Bánya in Siebenbürgen angelegten ovallänglichen Treibeheerds mit einer ſteinernen beweglichen Haube*).

Man will mittelſt deſſelben die Länge der Holzflamme beſſer als auf runden Heerden benutzen und durch Abtreiben größerer Quantitäten Werkblei Zeit und Arbeitslohn erſparen. Der eigent-

*) Aus Herrn Lampadius neuern Fortſchritten der Hüttenkunde. Freiberg 1839. S. 79 ꝛc.

liche Mergeltreibeheerd iſt 12 Fuß lang und 6 Fuß breit. Der Feuerheerd nebſt Hals und Brücke befindet ſich an der einen ſchmalen Seite des Heerds und gegenüber der Fuchs, die Eſſe und eine Fluggeſtübbekammer. Näher dem Feuerheerde zu, ungefähr ein Drittel von der Heerdlänge, iſt in der Heerdſohle eine runde Vertiefung für den Blick ausgeſchnitten. Der Ofen hat an der Hinterſeite drei Formen, von welchen zwei in den Blickraum und die dritte der Schürgaſſe gegenüber einblaſen. Die Glättgaſſe liegt an der Vorderſeite der Blickſpur gegenüber und die Schürgaſſe am vordern hintern Ende des Ofens, nicht weit von der Eſſe. Es wurden 200 Ctr. 9löthiges Werkblei aufgeſetzt und angetrieben und 300 Ctr. deſſelben nachgeſetzt. Das Treiben ging in zwölfſtündigen Schichten gut von ſtatten und in jeder Schicht wurden ungefähr 60 Ctr. abgetrieben. Ein aus des Hüttenwerks Materialberechnung entnommener Ausweis gibt folgende Data an.

Es wurden in 22 zwölfſtündigen Schichten abgetrieben:
Sztrimbuler Lechſchmelzens

Reichbleie 1315 Ctr. 63 Pfd. mit 676 M. 6 L. 1 Q. güldiſch Silber von 35 Mark 1 Loth 1 Pfenniggewicht Goldgehalt.

Ausgebracht:

Blickſilber 582 M. 2 L. 3¾ P. und 33 M. 5 L. 2 Q. 2¾ P. Gold.

Armblei 853 Ctr., mit 99 M. 1 L. 1 P. Silber und 5 M. 11 L. 1 Q. Gold.

Glätte und Abſtrich 353 Ctr. 88 Pfd. mit 243 Ctr. 88 Pfd. Blei und 50 M. 9 L. 2 Q. 3 P. Silber und 4 M. 11 L. 3 Q. 2 P. Gold.

Heerd 253 Ctr. mit 100 Ctr. 91 Pfd. Blei, 28 Ctr. 9 Loth Silber und 5 L. 3 Q. 1 P. Gold.

Der Bleiabgang betrug mithin 117 Ctr. 84 Pfd. und der Zuwachs an Silber 85 M. 14 L. 2 Q. 3¼ P. und an Gold 9 M. 1 L. 2 Q. ¾ P.

Durch welche Remedien dieſer Zugang ſich ergab, iſt nicht angegeben worden.

An Brandholz wurden 22½ Klafter verbrannt, wonach auf 100 Ctr. Werkblei nur $1\frac{4}{10}$ Klafter kommen.

## Die Entſilberung des Schwarzkupfers durch Amalgamation*).

Die Schwarzkupferamalgamation iſt gegenwärtig nur in Ungarn gebräuchlich, wo man durch ſie die Schwarzkupfer von der

*) Aus Hrn. Winklers ſchon weiter oben erwähntem Werk über Amalgamation, S. 163 ꝛc.

Altwaſſer-Hütte entſilbert. Das hierzu beſtimmte Anquickwerk liegt bei Schmöllnitz und iſt neuerer Entſtehung. Schon vor länger als vierzig Jahren hat man daſelbſt einige Zeit dieſe Arbeit und zwar beinahe auf dieſelbe Weiſe wie jetzt betrieben.

Das dortige Schwarzkupfer enthält im Centner 11—15 Loth Silber und 85—89 Pfd. Kupfer. Da es wenig oder kein Blei bei ſich führt, ſo iſt es vorzüglich für die Amalgamation geeignet. Seine übrigen Beſtandtheile ſind (ſo viel bekannt iſt) vornehmlich Eiſen und nächſtdem etwas Antimon und Arſenik. Schwefel ſoll es ſehr wenig beſitzen. Der verewigte Bergrath Wehrle gibt ſeinen Schwefelgehalt auf ½ bis höchſtens 1 Proz., Andere geben ihn auf 2 Proz. an. Das Werk iſt jetzt bedeutend und amalgamirt jährlich gegen 5000 Ctr. Schwarzkupfer.

Der Hergang bei der Schmöllnitzer Schwarzkupferamalgamation iſt kürzlich folgender:

1) Zerkleinerung des Schwarzkupfers. Sie geſchieht am leichteſten im glühenden Zuſtande. Man bringt das Kupfer zuvörderſt in einen Flammenofen, deſſen Heerd aus gußeiſernen Platten beſteht und von da glühend unter das Pochwerk. — Das Pochmehl wird geſiebt, die Gröbe aufs Neue geglüht und gepocht und ſo fortgefahren, bis Alles in Siebkläre verwandelt iſt. Dieſe mahlt man dann vollends auf Mühlen fein.

Röſten mit Kochſalz. Jede Röſtpoſt beſteht aus 4 Ctrn. Schwarzkupfermehl und dem nöthigen Kochſalzzuſatz, welcher verſchieden und zwar bald zu 7, bald zu 8½ und bald zu 9 Proz. angegeben wird. Es ſcheint, als ſey man wiederholt bemüht geweſen, dieſen Zuſchlag möglichſt zu vermindern und als habe vorzüglich der Umſtand hierzu aufgemuntert, daß die Lauge noch auffallend viel Kochſalz enthält. Nach den Hrn. Winkler zugekommenen Privatnachrichten ſoll indeſſen auch in Schmöllnitz größerer Gehalt der Rückſtände die jedesmalige Folge einer Kochſalzverminderung geweſen ſeyn und man ſoll ſich in neuerer Zeit genöthigt geſehen haben, die Salzmenge wieder bis gegen 9 Proz. zu erhöhen.

Die Röſtpoſten kommen in den ſchon glühenden Ofen und wechſeln alle 6—6½ Stunden. In der erſten halben Stunde gibt man dem Feuer wenige oder keine Nahrung, um ein zu ſtarkes Sintern zu verhüten, welches außerdem erfolgen würde. Dann durchklopft man die Poſt recht gut und erſt wenn dieſes geſchehen iſt, verſtärkt man die Hitze ſo weit, daß ſich wieder nach Verlauf einer halben Stunde die Mehrheit des Kupfers in ſchwarzes Oxyd verwandelt hat, welche Oxydationsſtufe für das Gelingen des ganzen Proceſſes nöthig ſeyn ſoll. In den nächſten vier Stunden wird nur mittelmäßig geſchürt, damit nicht etwa ein Theil des ſchwarzen Oxyds ſich zu rothem Oxydul reducire und nur zum Schluß erfolgt noch ein 1—½ſtündiges ſtärkeres Gaarfeuer.

Die gut geröſtete Poſt muß ein mattes ſchwarzes Anſehn haben, leicht zerreiblich ſeyn und keine Spur von metalliſchen Reſten zeigen. Man prüft ſie, indem man eine Probe davon auf einer Eiſenplatte aufreibt, wobei das Pulver ſeine Farbe nicht verändern und keinen metalliſchen Glanz zeigen darf. Wird es roth oder zeigt es vielleicht ſchon vor dem Aufreiben eine röthlich braune Farbe, ſo hatte man zu vieles Feuer gegeben und in ſolchem Falle ſinkt das Silberausbringen. Auch der Gewichtszuwachs der Poſt dient hier als ein Anhalten. Er beträgt nach einer richtigen Röſtung immer über 30 Proz., bei einer zu heftigen dagegen weniger, weil dann Oxydul erzeugt iſt.

Rättern und Mahlen. Die geröſtete Beſchickung kömmt zunächſt auf einen Rätter mit 25—30 Oeffnungen auf den Quadratzoll, um die Klümper abzuſcheiden, welche ſich unter dem Gaarroſt befinden und 12—13 Proz. vom Ganzen betragen. Iſt dieſes geſchehen, ſo wird die Kläre auf gewöhnlichen Mühlen, jedoch ohne Beutel, gemahlen. In einer Stunde können 190—200 Pfd. Gaarroſt gerättert und auf einer Mühle 80—90 Pfd. Kläre vermahlen werden.

Abgänge beim Röſten, Rättern und Mahlen. Auf den Röſtheerden legt ſich ſucceſſive eine Sohle an, welche aus einer halb geſchmolzenen Maſſe beſteht und in der Regel ſilberhaltiger als das Schwarzkupfer iſt, von dem ſie herrührt. Sie wird vierteljährlich ein Mal ausgebrochen, gepocht, geſchroten und nochmals unter Zugabe von 1—2 Proz. Kochſalz eine Stunde lang geröſtet, worauf man ſie zu dem übrigen Gaarroſt ſtürzt. — Genau eben ſo verfährt man auch mit den Klümpern vom Rättern, den Schroot vom Mahlen dagegen gibt man immer wieder auf die Mühle zurück.

Anquicken. Die Anquickfäſſer in Schmöllnitz unterſcheiden ſich von denen an andern Orten vorzüglich dadurch, daß das Spundloch für das Amalgam ſich nicht im großen Hauptſpunde, ſondern auf einer entgegengeſetzten Seite des Faßbauchs befindet, welcher demnach zwei Oeffnungen beſitzt. Statt der Eiſenplatten werden, um die Zerlegung der Kupferſalze und alſo die Entſtehung kupferreichen Amalgams zu verhindern, Kugeln von Kupfer, welche in eiſernen Formen gegoſſen und vorher blank geſcheuert werden, in die Fäſſer gebracht. Bei Anwendung dieſer Kugeln hält ein Faß 92 bis 120 Amalgamationen aus, während es bei Kupferzainen ſchon nach 50 Amalgamationen defekt wurde. — In jedes Faß gibt man 1 Ctr. Kupferkugeln und ergänzt den Abgang täglich durch 4 Pfd. neue Kugeln, welche bei jeder Füllung vor dem Zulaſſen des Mühlmehls gleichzeitig mit dem Waſſer ausgebracht werden. — Das Waſſer wird ſiedend heiß und in ſolcher Quantität angewendet, daß eben ſo viele Kannen Waſſer (à 1 Kubikfuß) wie Centner Mühl-

mehl in das Faß kommen, die Menge des Mühlmehls aber iſt verſchieden und variirt von 12—15 Ctrn., ſo daß alſo eine Faßfüllung aus 12—15 Ctr. Schwarzkupfermehl, 12—15 Kannen Waſſer und 1 Ctr. Kupferkugeln beſteht. — Iſt Alles im Faſſe, ſo wird daſſelbe verſpundet und ſo lange im Umgang erhalten, bis der Brei ſich gebildet und Honigconſiſtenz erlangt hat, was gewöhnlich nach einer Stunde geſchehen iſt. Dann gießt man noch 4 Ctr. Queckſilber nach und läßt das Faß ſechzehn Stunden lang mit einer Geſchwindigkeit von achtzehn bis zwanzig Umgängen pr. Minute umlaufen, nimmt hierauf Schöpfprobe und ſchreitet zum Verdünnen.

Das völlig gefüllte Faß geht jetzt nur noch neun bis zehn Mal in der Minute um und das amalgamhaltige Queckſilber ſchlägt ſich aus dem dünnen Brei allmälig zu Boden. Allein dieſes Niederſchlagen geſchieht hier weniger vollkommen als bei der Erzamalgamation und man würde viel Amalgam in den Rückſtänden behalten, wollte man das Faß ſchon nach zwei Stunden vollkommen leeren. Zwar läßt man, wenn dieſe Zeit verfloſſen iſt, das Queckſilber heraus, aber man behält die Rückſtände noch zurück, füllt in den leer gewordenen Raum wieder Waſſer, verſchließt das Faß und läßt es nochmals eine Stunde langſam umgehen. Nach Verlauf derſelben wird der kleine Spund geöffnet und noch etwas niedergeſchlagenes Queckſilber erhalten, doch immer noch bleiben die Rückſtände unabgezapft. Das Faß muß noch eine Stunde bei abermaliger Verdünnung ſehr langſam umgehen und erſt jetzt wird es nicht nur von dem letzten Queckſilber, ſondern auch von den Rückſtänden und der Lauge gereinigt. Iſt dieſes geſchehen, ſo ſpült man die ganz mit Amalgam überzogenen Kupferkugeln und die innern Faßwände ſo lange mit Waſſer ab, bis letzteres klar abläuft und geht nun zur neuen Füllung über.

Nacharbeiten mit dem Amalgam. Das Amalgam, welches nach Abfiltrirung des überſchüſſigen Queckſilbers in den Beuteln zurückbleibt, beſteht in Schmöllnitz aus durchſchnittlich 14 Proz. Silber und 86 Proz. Queckſilber und wird unter der Glocke ausgeglüht. Man erhält dabei ein ziemlich reines Tellerſilber und ſchmelzt daſſelbe in Graphittiegeln um. Es geſchieht mit höchſt geringem Bruttoabgang und das Reſultat iſt ein Bergſilber von 15 Loth 14 Grän Feine. — Dieſer hohe Feingehalt iſt hier lediglich Folge der Anwendung der Kupferkugeln. Bei Eiſenkugeln fiel ein Metall, welches in der Mark nicht mehr wie 4—8 Loth Silber enthielt.

Nacharbeiten mit den Rückſtänden. Die Rückſtände vom Verquicken werden im Waſchbottich verwaſchen, ſetzen dort noch etwas amalgamhaltiges Queckſilber ab und ſchlagen ſich dann in Sümpfen nieder. 100 Ctr. Schwarzkupfer geben circa 120 Ctr. Rückſtände und von dieſen enthält der Centner nur noch $\frac{1}{4}$—$\frac{3}{10}$ Loth

Silber, dagegen circa 68 Pfd. Kupfer, welches als Oxyd darinnen befindlich iſt. Es ſammelt ſich alſo beinahe alles Kupfer in den Rückſtänden wieder an, welche man auf dem Wege des Schmelzens nun weiter zu Gute macht.

Nacharbeiten mit der Lauge. Die Lauge von der Schwarzkupferamalgamation enthält vorzüglich ſalzſaures Natron und nur weniges Glauberſalz, unterſcheidet ſich alſo weſentlich von der Erzlauge. — Man thut in Schmöllnitz nichts, um ihr Kochſalz wieder zu gewinnen, aber man ſcheidet noch etwas Kupfer aus ihr aus, welches theils als ſalzſaures Kupferoxydul, theils als ſalzſaures Oxyd darinnen befindlich iſt und deſſen Fällung durch Kalkmilch geſchieht. Das präcipitirte Hydrat wird dann gemeinſchaftlich mit den Rückſtänden verſchmolzen.

Metallverluſte. Schon nach dem, was weiter oben über den Gehalt der Rückſtände bemerkt wurde, geht hervor, daß die Silberausarbeitung bei der Schwarzkupferamalgamation einen bedeutenden Grad von Vollkommenheit beſitzt. Man rechnet, daß in Schmöllnitz von dem Silberdebit nicht mehr als 2½ Proz. in den Rückſtänden verbleiben und nimmt den totalen Silberverluſt nur zu 4¾ Proz. an, während er bei Erzen 5—9 Proz. beträgt.

Ob vielleicht hierbei verſteckte Remedien unbeachtet bleiben, welche den Ausfall günſtiger erſcheinen laſſen, als er in der Wahrheit iſt, wiſſen wir nicht, indeſſen iſt es auch nicht unwahrſcheinlich, daß im Bezug auf daß prozentale Silberausbringen die Schwarzkupferamalgamation wirklich gegen andere Amalgamationen im Vortheil ſtehen könne. — Eben ſo iſt der Kupferverluſt, welcher kaum über 2 Proz. ſteigen ſoll, unanſehnlich. Er entſteht theils durch mechaniſche Verzeddelung, theils durch Verflüchtigung beim Röſten, theils wahrſcheinlich auch dadurch, daß immer noch einiges Kupfer mit der Lauge fortgeht.

Nur der Queckſilberverluſt iſt bedeutend. Dieſer erreicht beinahe auf jeden Centner Schwarzkupfer 4 Loth, aber dieſe Größe kann nicht befremden, wenn man in Erwägung bringt, wie ſehr das ſchwere Kupfermehl das mechaniſche Zerſchlagen begünſtigt.

Vergleicht man die Ungariſche Amalgamation des Schwarzkupfers mit der dortigen Saigerung, ſo ergibt ſich, daß die erſtere ſowohl in techniſcher als in ökonomiſcher Beziehung im Vortheile ſteht.

Die mit der Schwarzkupferamalgamation verbundenen Arbeiten ſind einfacher als die nie zum Ende und Abſchluſſe kommenden Saigerhüttenproceſſe, zugleich aber auch bedeutend wohlfeiler, denn nach einem Ausweiſe vom Jahr 1830 betrugen damals die Unkoſten pr. Mark Silber

beim Amalgamiren
1 Gulden 10 Kreuzer Conv. = — Thlr. 18 Gr. 8 Pf.
dagegen beim Saigern
4 Gulden 48 Kreuzer Conv. = 3 Thlr. 4 Gr. $9\frac{3}{8}$ Pf.,
alſo beim Saigern über vier Mal mehr, als beim Verquicken.

Dieſer Unterſchied iſt zu groß, als daß er ſich durch die Veränderung der Materialpreiſe ganz ſollte aufheben laſſen und träte auch ein ſolcher Fall ein, ſo bleibt immer noch zu berückſichtigen, daß die Amalgamation die Ausbringung eines reinern bleifreieren Gahrkupfers und eine große Verminderung der Silberverluſte geſtattet.

Während man in Schmöllnitz mit $4\frac{3}{4}$ Proz. Silberverluſt operirt und im Centner Gaarkupfer nicht mehr als durchſchnittlich $\frac{1}{2}$ Loth Silber zurückläßt, arbeitet die Saigerhütte zu Tajova mit 27 Proz. Silberverluſt und das Gaarkupfer, welches ſie in den Handel ſendet, enthält in jedem Centner noch 2 Loth*).

Nach dem Allen ſcheint die Entſilberung des Schwarzkupfers auf dem Wege der Amalgamation mehr Aufmerkſamkeit zu verdienen, als ihr außer Ungarn geſchenkt wird. Sie ſcheint ſelbſt bei bleiſchem Schwarzkupfer noch Vortheile darbieten zu können, obſchon in geringerm Grad und nur da, wo das Kupfer ſo viel Gold enthält, daß ein ſcheidewürdiges güldiſches Silber durch Blei ausgebracht werden kann, dürfte ſie verwerflich ſeyn.

Die frühern Amalgamationsverſuche, welche mit deutſchen Schwarzkupfern angeſtellt wurden, haben ein bis jetzt unvertilgbares Mißtrauen gegen dieſen Proceß zurückgelaſſen, weil ſie allerdings ungünſtige ökonomiſche Reſultate gaben. Nur die Erinnerung an dieſe Ausfälle iſt geblieben, die Urſachen aber ſind vergeſſen und man weiß kaum mehr, daß jene Verſuche nicht glücklich enden konnten, weil ſie zum Theil auf merkwürdigen koſtſpieligen Umwegen vorgenommen wurden.

Als Beiſpiel mögen hier die Glashüttner Verſuche mit Ober- und Unterharzer Schwarzkupfer im Jahr 1786 dienen.

Man verwandelte das Schwarzkupfer erſt wieder in *Kupferblech*, indem man es mit 100 Proz. ſilberhaltigem Schwefelkies zuſammenſchmolz, pochte das Produkt und beſchickte es mit 10 Proz. Kochſalz und außerdem bei der einen Probe mit 5 Proz. Quarz, bei der andern mit 6 Proz. ungelöſchtem Kalk. Dieſe Beſchickungen wurden geröſtet und ſodann mit ihnen weitläuftige Auslaugungen vorgenommen, welche ſo lange fortgeſetzt wurden, bis die ablau-

---

*) Obige Nachrichten über die jetzige Schmöllnitzer Schwarzkupferamalgamation ſind theils aus Wehrles Beſchreibung derſelben in Baumgärtners Zeitſchrift für Phyſik ꝛc. 1832, Heft 1, theils aus Privatmittheilungen mehrerer Reiſenden geſchöpft.

ſende Lauge nur noch ſchwach vitrioliſch ſchmeckte. Die ausgelaugte Maſſe kam nun mit friſchem Waſſer, Queckſilber und 4 Proz. Kochſalz in den kupfernen Anquickkeſſel und wurde entſilbert, die Lauge aber rieb man ebenfalls in einem ſolchen Keſſel unter Anwendung gelinder Wärme und bei einem Zuſatze von Eiſenfeile mit Queckſilber an, um das Kupfer an das letztere überzuführen. Aus dem Kupferamalgam wurde ein ſehr feines Kupfer geſchieden, auch war das Silberausbringen leidlich, aber das ganze Verfahren ſo theuer, daß an keine Einführung deſſelben gedacht werden konnte.

Digitized by Google

## Siebentes Kapitel.

### Von der Gewinnung des Kupfers und Silbers im Mannsfeldſchen.

---

Ueber die allgemeinen Verhältniſſe des Mannsfelder Berg- und Hüttenweſens redeten wir bereits im Bde. IV., S. 50 ꝛc. und 52; über den dortigen Kupferſchieferbergbau in Bd. II., S. 438 ꝛc., von dem frühern Verfahren bei der Zugutemachung des Kupferſchiefers in Bd. III., S. 455 ꝛc. Wir geben hier eine gedrängte Ueberſicht des neuern Kupferhüttenbetriebs, wobei wir den trefflichen „Elementen der techniſchen Chemie", vom Prof. Schubarth zu Berlin, Bd. I., Abth. 2, S. 273 ꝛc. folgen *).

Die Kupferſchiefer werden zuerſt gebrannt; dies geſchieht in großen mit Reisholz aufgeſchichteten Haufen von 1800—2400 Ctrn., zu welchem Behuf die an Bitumen reichen mit den ſchwerer zu brennenden vermengt werden. Die Haufen ſind 3 Ellen hoch, *brennen* 12—14 und bei regneriſchem Wetter an 20 Wochen; *hierdurch* wird das Bitumen zerſtört, der enthaltene Schwefel zum kleinſten Theil als ſchweflige Säure entwickelt, die Metalle zum Theil oxy-

---

*) Für das Mannsfeldſche Berg- und Hüttenweſen ſind außerdem noch wichtig: v. Veltheim über das Vorkommen der metalliſchen Foſſilien in der Formation des alten Kalks in Mannsfeld und im Saalkreis. Karſtens Archiv, erſte Reihe. Bd. 15, S. 89. — Manès, Mémoires geologiques et metallurgiques sur l'Allemagne, Paris 1828, p. 149 etc. Müller, Karte von den geſammten Bergwerksbeſitzungen aller in der Grafſchaft Mannsfeld, in dem Saalkreis und im Amte Sangerhauſen bauenden Gewerken auf Kupferſchiefer im Jahr 1835, nebſt Erläuterungen. Halle 1836.

dirt, namentlich Eiſen, welches für die Schlackenbildung ſehr erwünſcht iſt. Durchs Brennen nimmt auch das Volum ab, etwa um $\frac{1}{10}$, das Gewicht um $\frac{1}{4}$, das Gefüge wird mürber, die Farbe ſchmutzig gelbgrau. Die Schmelzöfen ſind Hohöfen von 14—18 Fuß Höhe, das Brennmaterial beſteht theils in Holzkohlen, theils in Koaks und zwar zum Theil aus Schleſien, zum Theil vom Berliner Gaswerk. Die Gebläſe ſind jetzt überall Cylindergebläſe.

Beſchreibung des auf Taf. 25 in den Figuren 7—10 dargeſtellten Kupferſchieferſchmelzofens mit Raſt auf der Kupferhammerhütte bei Hettſtädt. Fig. 7 ſenkrechter Durchſchnitt durch die Form nach der punktirten Linie **AB** in Fig. 9; Fig. 8 ſenkrechter Durchſchnitt nach der punktirten Linie **CD** in Fig. 10. — **a** der Ofenſchacht; **b** die Raſt, **cc** die Formen, **d** der Sohlſtein, welcher nach der Vorwand eine Neigung von 3 Zoll hat, **ee** ꝛc. Futtermauern aus feuerfeſten Ziegelſteinen, **ff** ꝛc. Füllungsmauern aus Bruchſteinen aufgeführt, **gg** eine die Wärme wenig leitende Maſſe; **hh** die beiden Augen, durch welche abwechſelnd das Produkt des Schmelzproceſſes in die Vorheerde **ii** abfließt. Unter der Ofenſohle iſt Lehm feſt eingeſtampft, der Vorheerd befindet ſich in Geſtübbemaſſe; **k** Abzucht. Fig. 9 horizontaler Durchſchnitt des Ofens durch das Auge nach der punktirten Linie **EF** in Fig. 7; Fig. 10 horizontaler Durchſchnitt des Ofenſchachts durch die Formen nach der punktirten Linie **GH** in Fig. 7 und 8.

Die Schiefer werden nach ihren vorwaltenden Beſtandtheilen gattirt, als kalk-, thon-, eiſenreiche, wodurch die Schlackenbildung weſentlich erleichtert wird. Man pflegt z. B. eine Schmelzpoſt aus 20 Ctrn. eiſenhaltigen, 14 Ctrn. kalkreichen, 6 Ctrn. thonigen Schiefern mit 3 Ctrn. Flußſpath, 3 Ctr. reichen Schlacken vom Kupferſteinſchmelzen oder Kupfermachen und ſonſtigen Abfällen vermengt, zu bilden. Man ſchmelzt mit einer Naſe und läßt ſie 6—8 Zoll lang ſich bilden, wodurch der Schmelzpunkt mehr nach der Mitte des Schachts gerückt wird; in funfzehn Stunden wird 1 Fuder oder 48 Ctr. jener Beſchickung verſchmolzen und dabei 4—5 Ctr. **Kupferſtein**, welcher im Centner 30—40 Pfd. Kupfer und 2—4 Loth Silber enthält und eine große Menge Schlacken erhalten, welche oft nur in 10 Ctr. 1 Pfd. Kupfer und eine Spur Silber enthalten. Der erſtere beſteht aus Schwefelkupfer, Schwefeleiſen, Schwefelſilber, Schwefelzink (Arſenikkobald, Arſeniknickel); über demſelben ſammeln ſich die Schiefer- oder Glasſchlacken, welche von Zeit zu Zeit von der Oberfläche der Vortiegel abgezogen und theils zur Verfertigung von Schlackenſteinen gebraucht werden, indem man ſie in gußeiſerne Formkäſten eindrückt oder zum Erwärmen von Stuben, zum Kochen von Speiſen von den armen Landleuten der Umgegend, die ſie auf Karren holen und ziemlich weit fortfahren, theils werden ſie über die Halde geſtürzt. Als Zuſchlag zum Rohſchmelzen wendet

man ſie nicht viel an, ſondern die von der Kupferarbeit, welche reicher an Metall ſind, aber wohl beim Schwarzkupferſchmelzen. Es ſetzen ſich auch Eiſenſauen, Schwiel und Geſtübbeſtein an.

Der erhaltene Kupferſtein wird nun entweder nach ſechsmaligem Röſten ſogleich auf Schwarzkupfer verhüttet, wie auf einigen Hütten oder erſt der Concentrationsarbeit unterworfen, wie hier gelehrt werden wird; letzteres Verfahren findet unter andern auf der Kupferkammerhütte ſtatt. Derſelbe wird deshalb zerſchlagen, drei Mal in gemauerten Röſtſtadeln zu 60 Ctr. mit Reisholz und Kohlen geröſtet, nach jedem Röſten gewendet, wozu etwa vier Wochen Zeit gehören. Hierbei entweicht etwas ſchweflige Säure, das Schwefelkupfer geht in ſchwefligſaures Kupferoxydul und nach und nach in ſchwefelſaures Oxydul und Oxyd über, das Schwefeleiſen in ein ſchwefelſaures Salz, ſo auch Zink, Kobalt, Nickel *). Der drei Mal geröſtete Stein, Spurroſt, wird über demſelben Schachtofen mit einem Zuſchlag von Erzſchlacken verſchmolzen und liefert den Spur- oder Concentrationsſtein, der Proceß heißt das Spuren oder die Concentrationsarbeit. In 24 Stunden werden 30—40 Ctr. Spurroſt durchgeſchmolzen und von 1 Ctr. an 48 bis 60 Pfd. Spurſtein erhalten, die Schlacke zum Schieferſchmelzen als Zuſchlag verwendet. Der Spurſtein enthält einige 50—60 Pfd. Kupfer mit Schwefelkupfer, Schwefeleiſen, Schwefelſilber verbunden. Der Spurſtein wird nun zugleich mit dem bei vorgängigen Schmelzungen erhaltenen Dünnſtein (von dieſem ſiehe weiter unten) ſechs Mal geröſtet und zwar 60 Ctr. auf ein Mal mit Holzkohlen und Reisholz; dieſer Proceß erfordert ſieben bis acht Wochen Zeit. Der zum ſechſten Mal geröſtete heißt Gaarroſt, er hat eine dem Rothkupfererz ganz gleiche Farbe, bleigrau ins Cochenillrothe, einen körnigen Bruch, enthält auch wohl ſchon etwas metalliſches Kupfer und wird nun zu Schwarzkupfer verſchmolzen, das Kupfermachen. Allein bevor dies geſchieht, gewinnt man aus dem geröſteten Spurſtein (und Dünnſtein) nach jedem Feuer durchs Ablaugen in terraſſenartig über einander geſtellten Käſten, welche 25—30 Ctr. faſſen, Kupfervitriollauge, welche in bleiernen Siedepfannen concentrirt, geklärt und in kupfernen Kryſtalliſirgefäßen kryſtalliſirt wird (ſiehe weiter unten beim ſchwefelſauren Kupferoxyd).

Die abgelaugten Gaarröſte werden dann mit $\frac{1}{4}$—$\frac{1}{5}$ abgelaugtem Dünnſteinroſt und $\frac{1}{10}$—$\frac{1}{8}$ Schieferſchlacken bei Holzkohlen oder Koaks in 24 Stunden zu 60—80 Ctrn. jener Beſchickung durchgeſetzt. Das Produkt iſt Schwarzkupfer und zwar ungefähr $\frac{1}{4}$ des Gewichts, auch etwas mehr und $\frac{1}{4}$ Dünnſtein. Das Schwarz-

*) Ueber das Röſten der Kupferſteine im Bergwerksfreunde, I. 49. 81. 97. 113.

kupfer enthält im Centner (zu 114 Pfd.) 12—13, auch wohl 18 bis 20 Loth Silber und an 110 Pfd. Gaarkupfer, iſt alſo reichhaltig; der Dünnſtein beſteht aus 60—70 % Kupfer mit Schwefel, Schwefeleiſen und Arſenik verbunden (von gleicher Miſchung als der Spurſtein), weshalb er auch drei Mal geröſtet der Kupferarbeit zu $\frac{1}{4}$—$\frac{1}{6}$ zugegeben wird. Das Schwarzkupfer findet man beim Abſtechen zu unterſt im Tiegel, darüber den Dünnſtein, zu oberſt die Stein- oder Kupferſchlacke, welche beim Schieferſchmelzen zugeſchlagen wird. Sind die Schlacken entfernt, hat ſich der Tiegel gehörig gefüllt, ſo wird das Auge geſchloſſen, der Dünnſtein in Scheiben geriſſen, d. h. die Oberfläche abgekühlt und dann die erſtarrte Kruſte von $\frac{1}{4}$—$\frac{1}{2}$ Zoll Stärke abgezogen, eben ſo auch das Schwarzkupfer.

Verſuche mit erhitzter Gebläſeluft beim Kupferſchieferſchmelzen vermehrten zwar die Förderung und verminderten den Kohlenaufwand, jedoch ſielen die Rohſchlacken etwas kupferreicher aus. (Bergwerksfreund, I. 297 ꝛc.).

Der Dünnſtein wird theils für ſich, meiſt aber mit dem Spurſtein zuſammen geröſtet und erhält dann eben ſo viele Röſtfeuer, wird auch auf Vitriol benutzt und gleich dem erſtern auf Schwarzkupfer verſchmolzen. Das ſilberhaltige Schwarzkupfer wird, wenn der Silbergehalt die Koſten trägt, entſilbert; hierzu ſind für die Saigerarbeit wenigſtens 9 Loth im Centner von 114 Pfd. erforderlich. (Das Sangerhauſer Schwarzkupfer enthält aber nur 7—8 Loth, wird folglich nicht geſaigert, wodurch jährlich 470—500 Mark Silber weniger ausgebracht werden. Allein dadurch wird auch jenes Gaarkupfer nicht durch Blei verdorben, ſondern iſt ſehr geſchmeidig, dehnbar und wird deshalb auch beſonders geſucht; man macht es in kleinen Gaarheerden zu $1\frac{1}{2}$—2 Ctr. auf ein Mal gaar).

Die Entſilberung erfolgt auf zweierlei Weiſe, entweder mittelſt Saigerung durch einen Zuſatz von Blei, wodurch man aus dem Schwarzkupfer ſilberhaltendes Blei gewinnt oder durch Amalgamation des Kupferſteins. Die Saigerarbeit iſt nicht allein ein ſehr unvollkommner und mit einem großen Verluſt von Kupfer, Blei und Silber verbundener Proceß, ſondern bedingt auch ſo viele metallurgiſche Arbeiten mit den dabei entſtehenden Halb- und Zwiſchenprodukten, daß die Silberſcheidung auf dieſem Weg nur mit einem großen Koſtenaufwand bewerkſtelligt werden kann. — Nicht allein ein zu geringer Gehalt an Silber unter 8—9 Loth, ſondern auch ein zu großer hindert die Scheidung; bei einem Gehalt von mehr als 20 Loth kann das Silber nicht mehr ſo rein abgeſaigert werden, daß nicht eine zweite Saigerung nöthig würde.

Beſchreibung des Saigerns. Das ſilberhaltige Schwarzkupfer wird durch einen mittelſt der Daumenwelle gehobenen ſchweren Pochſtempel mit eiſernem Schuh zerbrochen, indem man die Scheiben hohl legt. Hierauf wird das Kupfer gefriſcht (Verbleien),

mit Weichblei, Werk- und Schlackenblei vom Armfriſchen, Krätzſchmelzblei, welches gleichfalls etwas Silber enthält, mit Bleiglätte zuſammengeſchmolzen. Das Friſchen geſchieht über einem Krummofen von 5 Fuß Höhe, 2 Fuß 3 Zoll Tiefe, 1$\frac{1}{2}$ Fuß hinterer und 1 Fuß vorderer Breite; der Ofen hat einen Vortiegel, welcher in eine gußeiſerne Stichpfanne von 2 Fuß oberer Weite abgeſtochen werden kann; weit ſeltner bedient man ſich hierzu der Flammöfen, weil die mancherlei oxydirten bleiiſchen Produkte, die beim Saigerhüttenbetrieb abfallen und in deren Zugutemachung hauptſächlich das Oekonomiſche im Betrieb liegt, wenn Schachtöfen angewendet werden, beſſer benutzt werden können. Man beſchickt zweierlei Friſchſtücke, nämlich Arm- und Reichfriſchſtücke; zu erſtern nimmt man z. B. $\frac{10}{4}$ Ctr. Armblei und $\frac{3}{4}$ Ctr. Schwarzkupfer, theilweis reicheres und ärmeres, in welchen ſich 11—12 Loth Silber befinden, ſo daß dann in 1$\frac{3}{4}$ Ctr. obiges Silberquantum enthalten iſt, alſo im Centner 3—3$\frac{3}{4}$ Loth Silber; zu letztern nimmt man reicheres Schwarzkupfer, ſilberhaltiges Werkblei vom Armfriſchen, vom Krätzſchmelzen, aber auch Glätte und reines Friſchblei, in einem ſolchen Verhältniß, daß auf $\frac{3}{4}$ Ctr. Schwarzkupfer $\frac{11}{4}$ Ctr. Blei kommen, mit 18$\frac{1}{4}$—$\frac{3}{8}$ Loth Silber, alſo im Centner 5$\frac{1}{4}$ Loth.

Iſt der Ofen abgewärmt, ſo trägt man erſt Schlacken vom vorigen Friſchen ein, um denſelben in Gang zu bringen; zeigen ſich die Schlacken im Heerd, ſo wird das Kupfer aufgegeben, ſodann, wenn dieſes niedergegangen, die nöthige Menge Blei oder bleiiſcher Produkte. Man ſticht in 7—8 Minuten in metallne Formen ein Friſchſtück ab, kühlt es mit Waſſer, hebt es aus der Friſchpfanne und läßt dann wieder Kupfer niedergehen u. ſ. w.; es fallen für jedes durchgeſetzte Friſchſtück ungefähr 20 Pfd. Schlacken oder 5$\frac{3}{8}$ bis 6$\frac{7}{8}$. Zu 100 Ctr. Friſchſtücken gebraucht man 60 Kubikfuß Holzkohlen; ein Friſchſtück wiegt 3$\frac{1}{4}$ Ctr., hat die Form einer Scheibe, einen Durchmeſſer von 2 Fuß, eine Dicke von 3—3$\frac{1}{2}$ Zoll; die Schlacken werden zur Gekrätzarbeit geſammelt, ſie enthalten im Centner etwa $\frac{1}{2}$ Loth Silber. Das Friſchen muß raſch gehen, um einen zu großen Abbrand zu vermeiden.

Jenes Verhältniß des Kupfers zum Blei 3 : 10 oder 11 beruht auf alten Erfahrungen; es iſt bekannt, daß bei demſelben das Saigern am beſten von ſtatten geht. Ferner dürfen bei obigem Bleigehalt nicht mehr als 18—19 Loth Silber im Friſchſtück enthalten ſeyn, wenn nicht mehr als $\frac{3}{4}$—1 Loth Silber im Kupfer rückſtändig bleiben ſoll, welches man als die Grenze einer vollkommnen Entſilberung betrachtet. Für arme Schwarzkupfer ſucht man einen höhern Silbergehalt durch ſilberhaltige bleiiſche Abgänge zu gewinnen oder durch die Darſtellung armer Werke durch das ſogenannte Armfriſchen und Armſaigern. — Das Friſchſtück enthält eine chemiſche Verbindung von Kupfer und Blei, wenn aber das Erkalten

der geſchmolzenen Maſſe abſichtlich verzögert wird, ſo bildet ſich zu unterſt eine bleireichere, zu oberſt eine kupferreichere Legirung und an der Oberfläche Kupferoxydul enthaltende Bleiglätte. Allein durchs raſche Kühlen mit Waſſer erfolgt dieſe Trennung nicht. —

Beſchreibung des auf Taf. 25 in den Figg. 11—13 dargeſtellten Saigerheerds von der ehemaligen Saigerhütte Hoherofen bei Neuſtadt an der Doſſe. Fig. 11 Querdurchſchnitt, Fig. 12 Vorderanſicht, Fig. 13 Längendurchſchnitt des Saigerheerds. Derſelbe beſteht aus zwei Mauern **a**, von $3\frac{1}{2}$ Fuß Höhe, welche $\frac{1}{2}$—1 Fuß weit von einander abſtehen, oben abgeſchrägt mit 3 Zoll ſtarken und 18 Zoll breiten Eiſenplatten, **Saigerſcharten** **b b** belegt, die 3 Zoll eine gegen die andere nach der Mitte zu geneigt ſind, ſo daß am niedrigſten Punkt eine Spalte von $2\frac{1}{2}$ Zoll bleibt, durch welche das abſchmelzende Blei in den Zwiſchenraum zwiſchen beiden Mauern die Saigergaſſe **c** herabfällt. Die Sohle derſelben iſt von hinten nach vorn geneigt, damit das flüſſige Metall in einen Tiegel laufe. Auf eine lange und auf zwei ſchmale Seiten des Saigerheerds ſind 2 Fuß hohe Mauern **d d** aufgeſetzt, an die ſich die Saigerſtücke anlehnen; an der andern langen Seite, wo keine Mauer angebracht iſt, bleibt eine Oeffnung, um jene auf den Heerd ſtellen zu können. Dieſe wird ſodann mit einem Eiſenblech oder einer Gußeiſenplatte **e** geſchloſſen, welche mittelſt Ketten und eines Krahns abgehoben und niedergelaſſen werden kann. **f** ein Kanal, um den Luftzug zu befördern.

Nun folgt das Saigern der Friſchſtücke auf dem **Saigerheerd**. Nachdem die Saigergaſſe geräumt, der Tiegel abgewärmt, werden ſechs oder acht Saigerſtücke mit der hohen Kante auf den Heerd geſetzt, ſo daß ſie um 3—4 Zoll von einander abſtehen, die Zwiſchenräume mit glühenden Kohlen ausgefüllt, welche man mit todten Kohlen bedeckt. Binnen $\frac{1}{4}$ Stunde ſind alle Kohlen in völliger Gluth, das Saigern beginnt und wird durch aufgegebene Kohlen unterhalten, gleich wie man das abfließende ſilberhaltige Blei, **Werkblei**, durch glühende Kohlen, die man in die Saigergaſſe ſchiebt, flüſſig erhält. Iſt der Tiegel voll, ſo wird er in gußeiſerne Formen ausgekellt, ſo daß man Werkbleiſtücke von $\frac{1}{4}$ Ctr. Schwere für das Abtreiben erhält. In vier bis fünf Stunden ſind acht Stücke abgeſaigert. Es fallen im Durchſchnitt von 40 Friſchſtücken, bei einem Aufgang von 124 Kubikfuß Kohlen und 4,5 Kubikfuß Holz, 83 Ctr. Werkblei mit 7—$7\frac{1}{2}$ Loth Silber im Centner und 2,5 ℔ Kupfer. Werden die Armfriſchſtücke geſaigert, ſo gewinnt man von 40 Stücken $66\frac{2}{3}$ Ctr. Armfriſchblei, welches 4—5 Loth Silber im Centner enthält und nicht zum Abtreiben kommt, ſondern zur Reichfriſchbeſchickung. Die Temperatur muß bei der Saigerarbeit möglichſt langſam geſteigert werden, weil nur allein dadurch ein reines Abſaigern bewirkt wird, ohne die Saigerſtücke ſelbſt in Fluß zu

bringen. Man gewinnt jedoch beim vollkommenſten Betrieb nur 0,85 des in den Saigerſtücken enthaltenen Bleies und Silbers.

Die auf dem Saigerheerd zurückbleibende, ſchwerer ſchmelzbare Legirung von Kupfer, Blei und Silber hat eine löcherige, poröſe Textur, ſieht wie angefreſſen aus, röthlichgrau, heißt **Kienſtock** und läßt ſich durchs Saigern nicht weiter entbleien und entſilbern. Die Kienſtöcke enthalten mindeſtens $\frac{1}{4}$, meiſt $\frac{1}{3}$ Blei oder *im letztern* Fall 0,15 des frühern Gehalts an Blei und Silber. *Man unterſcheidet* Reichfriſchkienſtöcke, welche beim Saigern der Reichfriſchſtücke fallen und ungefähr $3\frac{1}{2}$ Loth Silber im Centner enthalten und Armfriſchkienſtöcke, von den Armfriſchſtücken herrührend, welche im Centner noch 2—$2\frac{1}{2}$ Loth Silber führen. — Ein Nebenprodukt beim Saigern ſind die **Saigerdörner**, Abgänge, welche dadurch entſtehen, daß gegen das Ende des Saigerns eine ſehr ſtarke Hitze gegeben wird. Sie beſtehen aus Kupfer- und Bleioxydul, enthalten im Centner $2\frac{1}{2}$ Loth Silber, ſind durch Oxydation eines Theils der Friſchſtücke entſtanden; ſie bleiben in der Saigergaſſe erſtarrt liegen. Man erhält von 40 Saigerſtücken 5—20 Ctr.; ſie werden dem Dörnerſchmelzen unterworfen. — Das **Reichblei**, Treibblei wird auf einem Treibheerd abgetrieben; die dabei fallende Glätte wird theils beim Friſchen zugeſchlagen, theils nebſt dem Heerd beim Dörnerſchmelzen mit zu Gute gemacht.

Die Kienſtöcke müſſen nun durch das **Darren** ſo viel als möglich von den enthaltenen Metallen, namentlich vom Blei befreit werden, ehe ſie zum Gaarmachen gelangen. Das Darren iſt nichts weiter, als eine fortgeſetzte Saigerarbeit, nur daß das Blei, ſo wie es auf der Oberfläche des Kienſtocks zum Vorſchein kommt, durch die Luft oxydirt wird und zugleich die Oxydation des Kupfers befördert, während bei dem Saigern, wo der Luftzutritt durch die Umgebung mit glühenden Kohlen größtentheils abgehalten iſt, das Blei metalliſch abfließt. Das Darren findet in einem eigens dazu conſtruirten Ofen ſtatt, welcher Aehnlichkeit mit dem Saigerheerd hat. Er beſteht aus einem länglich viereckigen Raum, mit einem Gewölbe überſpannt, an einer ſchmalen Seite offen, welche Oeffnung nach der gehörigen Anfüllung des Ofens mit einer gußeiſernen Vorwand geſchloſſen werden kann. Längs den längern Seitenwänden ſind niedrige, von einander abſtehende, parallele Mauern aufgeführt, Aufſetzmauern, bancs, auf welche die zu darrenden Kienſtöcke aufgeſetzt werden; zwiſchen denſelben bleiben die Darrgaſſen, welche theils zum Einlegen des Brennmaterials dienen, theils zum Ausziehen der Darrſchlacke, welche auf die nach der Hüttenſohle hinwärts geneigte Sohle der Darrgaſſe herabfließt. An der Rückwand ſind in verſchiedener Höhe Zuglöcher zum Leiten des Feuers und Abgang des Rauchs angebracht; eine in der einen Seitenmauer an-

gebrachte Thür dient um beim Aufſetzen und Ausziehen Hilfe leiſten zu können.

Nachdem im Darrofen die Kienſtöcke ſo aufgeſetzt worden, daß die der einen Aufſetzmauer ſich gegen die der andern lehnen und der ganze Ofen gefüllt, wozu zweckmäßig nur 150 Ctr. gehören, die eiſerne Vorwand mit Lehm verſtrichen, zündet man geſpaltenes Holz in den Darrgaſſen an und gibt gelinde Hitze, wodurch zuerſt noch Werkblei abfließt, welches ſich beim Erkalten des Kienſtocks auf den Saigerſcharten ausgebildet hatte, allein nicht zum Abfluß gelangen konnte. Wenn dieſes völlig abgefloſſen und der Darroſt ſich zeigt, ein Gemiſch von Bleioxyd und Kupferoxydul, wird ſtärkere Hitze gegeben, gewöhnlich nach fünf bis ſechs Stunden vom Anfeuern an gerechnet. Dieſes Produkt zeigt ſich dann bei lebhaftem Zug 10—15 Stunden lang, fließt in die Darrgaſſe nieder und wird aus ihr mit eiſernen Krücken alle zwei Stunden herausgezogen und mit Waſſer gekühlt. Nach dieſer Zeit fließt es ſparſam nieder, weil das Blei von der Oberfläche faſt vollſtändig abgedarrt iſt und erſt wieder durch das Blei von den innern Schichten des Kienſtocks erſetzt werden muß. Man mäßigt daher die Hitze, ſchließt die Zuglöcher, welche Dämpfung drei bis vier Stunden dauert; ſo bald dann aber der Darroſt wieder reichlicher ſich zeigt, werden die Zuglöcher geöffnet, die Hitze verſtärkt und das Abfließen des Darroſts vermehrt, bis nach ſechs bis acht Stunden die Operation beendet wird. Man öffnet den Ofen, bricht die abgedarrten Kienſtöcke, Darrlinge, glühend aus und löſcht ſie in einem Kaltwaſſerſumpf ab, um die Ablöſung des faſt im verglaſten Zuſtand ſich befindenden Pickſchiefers von der Oberfläche zu erleichtern, welcher dadurch theilweis abſpringt und ſodann mit einem Spitzhammer abgepickt wird. — Derjenige Theil des Darroſts, welcher mit der Sohle der Darrgaſſe, wenn dieſe nicht mit eiſernen Platten belegt iſt, ſich vereinigt hat, heißt Darrſohle; dieſelbe wird, wie der Darroſt, in der Nacharbeit zu Gute gemacht. — Nach der gewöhnlichen Annahme ſollen vom Centner Kienſtöcke $66\frac{2}{3}$ Darrlinge, $33\frac{1}{3}$ Darroſt, 5 Darrſohle und $7\frac{2}{3}$ Pickſchiefer erfolgen; zum Abdarren von 100 Ctrn. Kienſtöcken waren in Neuſtadt 200 Kubikfuß Kiefernholz nöthig.

Nun folgt endlich das Gaarmachen. Dieſer Proceß wird im Allgemeinen theils in Heerden, theils in Flammöfen vollbracht. Unreines Rohkupfer ſollte nie auf erſtern gaar gemacht werden, wenn es nicht blos darauf ankommt, den größern Theil der beigemiſchten Metalle abzuſcheiden, ſondern ein möglichſt gereinigtes Kupfer zu erhalten. Das Gaarmachen der Darrlinge geſchieht im Mannsfeldſchen auf kleinen Gaarheerden, denn auf großen Heerden kann nur ſehr reines Rohkupfer gaar gemacht werden.

Beſchreibung des auf Taf. 25 dargeſtellten kleinen Gaarheerds, Fig. 14 Längendurchſchnitt, Fig. 15 Querdurchſchnitt, Fig. 16 Grundriß. a die Heerdgrube, b maſſive Mauer, c Maſſe, aus welcher die Heerdgrube angefertigt, d gegoſſene eiſerne Deckplatte des Heerds, e Oeffnung zum Abfluß der Schlacken, f kleine Mauer, g eiſerne Thür zum Zuſammenhalten der Kohlen, h Düſen vom Gebläſe.

Der Heerd wird abgewärmt, auf die Kohlen ¾ Ctr. *Darrlinge* aufgegeben und mit Kohlen beſchüttet; ſind dieſe eingeſchmolzen, ſo trägt man ſo lange Kohlen und Darrlinge nach, bis der Heerd gehörig voll iſt, 2¼—2½ Ctr. enthält. Die Gebläſeluft oxydirt die Oberfläche des geſchmolzenen Metalls, namentlich das Blei, Nickel, Kobalt, Eiſen, aber auch Kupfer und es bildet ſich die Gaarſchlacke, welche anfangs reicher als Bleioxyd und ärmer an Kupferoxydul, gegen Ende des Proceſſes aber immer reicher an letzterm und weniger reich an Bleioxyd fällt. Die erſtere hat eine ſchwärzliche Farbe, welche nach und nach in Roth übergeht, die Farbe der letztern. Die Schlacke fließt von ſelbſt längs der Schlackentrift von der Oberfläche des Heerds ab. Man probirt die Gaare mittelſt einer Eiſenſtange, Gaareiſen, welche durch die Form in das Kupfer eingetaucht und in kaltem Waſſer abgelöſcht wird. So bald der Gaarſpahn äußerlich bräunlichroth, innerlich kupferroth erſcheint, ſo dünn, daß er das Gaareiſen theilweis netzförmig umgibt, hat derſelbe an Feſtigkeit verloren, ſo daß er ſich nicht ohne zu brechen biegen läßt, ſo iſt die Gaare erreicht; die Bälge werden abgehangen, die Kohlen, die vorher die Oberfläche ſtets bedeckten, ſammt den Schlacken abgezogen; man läßt das Kupfer etwas erkalten und begießt es mit kaltem Waſſer, wodurch die Oberfläche erſtarrt und mit Hilfe von Zangen als eine dünne Scheibe abgeriſſen wird, das Schleißen, Scheibenreißen, Abſcheiben, welches ſo lange fortgeſetzt wird, bis das letzte convexe Stück vom Boden des Heerds erhalten wird, das Königsſtück. Das in Scheiben geſchleißte Kupfer wird ſogleich in kaltem Waſſer abgelöſcht, um es vor Oxydation zu ſchützen, doch läuft es ſtets cochenillroth an, bedeckt ſich mit einem dünnen Häutchen von Oxydul; es hat auf der untern Fläche ein zackiges, hakiges Anſehn, eine Folge des Abreißens von der Fläche des noch flüſſigen Kupfers, woher auch der Name Roſettenkupfer gekommen ſeyn mag.

Die Scheiben ſind deſto dünner, je reiner das Kupfer und je weniger Oxydul es enthält, dann kann wohl die Stärke unter ½ Linie ſeyn. Das Gaarmachen von 2¼ Ctrn. Darrlingen dauert etwa ¾ Stunden, liefert 1½ Ctr. Gaarkupfer in 36 Scheiben und Gaarſchlacke. Das Kupfer hat nicht die Hammergaare, es iſt übergaar, denn ſollen die fremden das Kupfer verunreinigenden Metalle möglichſt entfernt werden, ſo muß die Bildung von Kupferoxydul ein-

getreten ſeyn. Wenigſtens ſollte alles Saigerkupfer beim Gaarmachen in den übergaaren Zuſtand verſetzt werden. — Durch Anwendung erhitzter Gebläſeluft beim Gaarmachen auf dem kleinen Heerde wurde der Proceß nur aufgehalten, ohne Kohlenerſparung zu geben. (Bergwerksfr., I. 185 ꝛc.).

Das Gaarkupfer enthält noch $1\frac{1}{4}$, ja wohl $2\frac{1}{4}$ $\frac{0}{0}$ Blei, nach Lampadius das Hettſtädter $1\frac{1}{2}$—2 Loth Silber im Centner.

Die Gaarſchlacke wird für ſich in einem Krummofen durchgeſchmolzen, um die Metalloxyde möglichſt abzuſcheiden und im metalliſchen Zuſtand darzuſtellen; hierbei fällt der ſogenannte Geier, Libetten, eine Art Schwarzkupfer, $\frac{1}{5}$—$\frac{1}{4}$ des Gewichts, welches beim Darren mit zugeſetzt und zu einem gewiſſen Antheil beim Gaarmachen beigefügt wird, ferner Gaarkrätzſchlacken, welche wegen des Gehalts an Bleioxyd und Kupferoxydul beim Schlackenſchmelzen mit angewendet werden.

Sämmtliche Abfälle, Gekrätz, Schlacken ꝛc. werden, nachdem ſich gehörige Mengen angeſammelt haben, vierteljährlich einer eignen Schmelzung unterworfen, das Krätzſchmelzen oder die Dörnerarbeit, um die in ihnen enthaltenen werthvollen Metalle, Blei, Silber und Kupfer zu Gute zu machen. Von dieſen mannichfaltigen Proceſſen hier nur eine ganz kurze Ueberſicht. Die Darrſohle wird für ſich geſchmolzen, wobei das Darrofenzeug fällt, eine Legirung von Kupfer, Blei (Nickel, Kobalt), Eiſen, Silber; von letzterm enthält der Centner meiſt an 8 Loth, weshalb das Darrofenzeug theilweis beim Treiben zugeſetzt wird; ferner rothe Schlacke, ſie enthält ziemlich viel Kupferoxydul und Bleioxyd und wird dem Schlackenſchmelzen unterworfen. — Das eigentliche Krätzſchmelzen beſteht in der Zugutemachung der Friſchſchlacken, der Saigerdörner, der Glätte, des Heerds, Darrroſts, Pickſchiefers, des Waſchwerks (eines Schliechs aus metallhaltigen Ofenbrüchen von ſämmtlichen Schachtofenarbeiten, welche gepocht und verwaſchen werden), mit einem Zuſatz von etwas Schwarzkupfer, wenn nämlich das Gekrätz nicht Kupfer genug enthält, um ein Verhältniß von 3 : 11 Blei zu bedingen. Sämmtliche Krätze wird zu 70 Ctr. über einem Hohofen von 14 Fuß Höhe und einem Vortiegel in 4 bis $4\frac{1}{2}$ Stunden durchgeſchmolzen, alle Viertelſtunden ein Stück abgeſtochen, Schmelzſtück von $2\frac{1}{2}$ Ctr. und einige 20 Ctr. Schlakken, reiche Schlacken genannt. Die erſtern werden geſaigert und liefern 25—26 Ctr. Schmelzblei, mit 2—3 Loth Silber im Centner, welches bei der Friſcharbeit beigeſetzt wird und 6—7 Ctr. Kienſtöcke, Schmelzkienſtöcke, 4—5 Ctr. Saigerdörner. Die reiche Schlacke enthält 40—42 $\frac{0}{0}$ Bleioxyd, Kupferoxydul. Karſten fand in der Krätzſchlacke oder reichen Schlacke von Neuſtadt a. d. D., Bleioxyd 34,8, Kupferoxydul 1,6, Eiſenoxydul 5,6, Kalk 3,1, Mag-

32*

neſia 0,9, Thonerde 12,9, Kieſelerde 40,9, Kobalt, Nickelſpuren; die Zuſammenſetzung nähert ſich einem doppelt kieſelſ. Salz.

Schlackenſchmelzen. Die reiche Schlacke wird zugleich mit rother Schlacke und Gaarkrätzſchlacke über demſelben Ofen mit einem Zuſatz von Waſcheiſen verſchmolzen, um durch eine Reduktionsarbeit die metalliſchen Oxyde zu Gute zu machen; hierbei fallen ſogenannte Schlackenſtücke, ähnliche Legirungen von Blei, Kupfer, Silber rc., wie die Schmelzſtücke und Schlacken (ein Mal veränderte Schlacke, welche noch 20—22 ℥ Oxyde enthält); beim Schmelzen dieſer erhält man gleiche Produkte, die dabei fallende zwei Mal veränderte Schlacke enthält noch 13—15 ℥ Oxyde, ſie wird deshalb zum dritten Mal geſchmolzen, wodurch eine drei Mal veränderte Schlacke erfolgt, die nicht mehr die Koſten einer wiederholten Veränderung lohnt, daher über die Halde geſtürzt wird. Wenn ſtatt mit Holzkohlen mit Koaks geſchmolzen wird, ſo iſt man durch zweimaliges Verändern im Stande, die Schlacke bis auf einen Gehalt von 4,12 ℥ Bleioxyd und 0,18 Kupferoxydul herabzubringen, wie in Neuſtadt a. d. D., wo Waſcheiſen und Eiſenfriſchſchlacke nebſt Flußſpath zugeſchlagen wurden. Die von dieſen Schmelzungen erhaltenen Schlackenſtücke werden geſaigert, dabei fällt Schlackenblei, welches zur Friſchbeſchickung angewendet wird und Schlackenkienſtöcke. Man pflegt hie und da die Schmelz- und Schlackenkienſtöcke für ſich zu darren und gaar zu machen, weil das Kupfer, welches von ihnen erhalten wird, weniger rein iſt. In Hettſtädt werden alle drei Sorten von Darrlingen zugleich gaar gemacht, was nicht eben für die Güte des Kupfers vortheilhaft iſt. Man ſollte ferner das eigentliche Krätzſchmelzen mit dem Friſchen verbinden, d. h. alle Bleioxyd und Kupferoxydul enthaltenden Abgänge zum Friſchen des Schwarzkupfers anwenden, welchen Proceß man auch auf gut geleiteten Saigerhütten unter dem Namen Verbleien befolgt; die Friſchſchlacke und die vom Verbleien müſſen dann für ſich verändert werden. — Vergleiche Karſtens Metallurgie Bd. 5. S. 412 u. f.

Beſchreibung des Amalgamationsverfahrens. — Die Amalgamation des Kupferſteins, nach vielfältigen Verſuchen in neuerer Zeit vollkommen gelungen und gegen die Saigerung mannichfache Vortheile darbietend, wird auf der Gottesbelohnung-Hütte bei Hettſtädt ausgeführt. Dieſelbe wird in dieſem und dem nächſten Jahr umgebaut und erweitert und es wird wahrſcheinlich in der Folge aller Kupferſtein, auch der von der Sangerhäuſer Hütte, amalgamirt werden. Die Gottesbelohnung iſt eine der ſchönſten und beſten Hüttenanlagen. — Wir entlehnen die Beſchreibung des Betriebs dieſer Hütte aus Hrn. Winklers trefflichem, ſchon weiter oben im fünften Kapitel näher aufgeführtem Werk über Amalgamation, S. 180 rc.

1) Zerkleinerung des Kupferſteins. Der Kupferſtein, welcher im Durchſchnitt 9 Loth Silber und 30 Pfd. Gaarkupfer enthält, wird gepocht, durch ein ſehr feines Sieb geſchlagen und dann gemahlen. — Die Mühlen mit granitenen Mühlſteinen haben keinen Beutel, ſondern werfen das Mehl durch den Mühlbaum gleich in den Kaſten, wo die Gräupeln über den kegelförmigen Haufen herabfallen, abgeſtrichen und dann wieder auf die Mühle geſchüttet werden. — Man nennt dieſes Mahlen das Rohmahlen. Es findet viele Behinderung in der ſtarken Erhitzung des Steins, welcher ſich an die Mühlſteine anſchmiert.

2) Das Vorröſten. Der rohgemahlene Stein wird erſt ein Mal ohne alle Zuſchläge geröſtet (vorgeröſtet), um vorläufig das Uebermaaß von Schwefel zu entfernen und dieſer Proceß ſo lange fortgeſetzt, bis blos noch ſchwache Spuren von ſchweflichter Säure durch den Geruch zu erkennen ſind.

Ein Theil des Schwefelſilbers wird hierbei zerſetzt und in höchſt zartvertheiltes metalliſches Silber verwandelt, ein Theil des Kupfers bleibt Schwefelkupfer, ein anderer wird zu Kupfervitriol und ein dritter zu Kupferoxyd. Daſſelbe gilt auch von dem beigemiſchten Eiſen.

3) Die Einſümpfung. Wenn das vorgeröſtete Steinpulver ausgekühlt iſt, wird es, um das Verſtäuben zu vermeiden, mit etwas Waſſer beſprengt, geſiebt und das Siebfeine in einen waſſerdichten Kaſten geſtürzt, wo man es mit 11—12 Proz. Kalkmehl und 9—10 Proz. Kochſalz vermengt. Die Beſchickung beſteht nämlich aus 17½ Ctr. geröſtetem Mehl, 2 Ctr. gemahlenem Kalkſtein und 1 Ctr. 66 Pfd. Kochſalz.

Auf dieſes in einem hölzernen Kaſten befindliche Gemenge gießt man nach und nach ſo viel Waſſer, daß ein dicker Brei entſteht, den man tüchtig mit Schaufeln durcharbeitet, bis ſich keine Kohlenſäure mehr aus dem Kalk entwickelt und dann an zwölf Stunden ruhig ſtehen läßt.

Es geht dabei in der Beſchickung daſſelbe vor, was in den Amerikaniſchen Montonen geſchieht. Die Vitriole des Kupfers und Eiſens wirken wie Magiſtral; ſie zerſetzen das Kochſalz und verändern es in Glauberſalz, während ſie ſelbſt zu Chloriden werden. Letztere treten aber wieder einen Theil ihres Chlors an dasjenige Silber ab, welches durchs Vorröſten reguliniſch wurde und ändern daſſelbe in Hornſilber um. — Der Kalk wird beigemengt, um die ſich erzeugenden ſalzſauern Kupfer- und Eiſenſalze vollends zu zerlegen und vorzüglich, um aus ihnen das Kupfer als freies, unverquickbares Oxyd auszufällen, zugleich aber auch, um das eben erſt gebildete Glauberſalz aufs Neue in Kochſalz umzuwandeln. Letzteres geſchieht dadurch, daß der Kalk, indem er die Kupfer- und Eiſenſalze zerſetzt, ſalzſauer wird, in dieſem Zuſtande nun wieder

auf das Glauberſalz wirkt und mit ſolchem die Säuern austauſcht, ſo daß Kochſalz und Gyps entſtehen.

Nach Verlauf eines Tags iſt die Beſchickung im Kaſten ſteif geworden, man ſchlägt ſie aus, trocknet ſie in einer beſondern Trokkenſtube auf Bretern und macht ſie klar.

4) Das Klarmachen der Beſchickung. Die getrocknete Beſchickung kömmt, nachdem ſie zwiſchen zwei Walzen zerquetſcht worden iſt, zum ſogenannten Gaarmahlen.

Dieſes Gaarmahlen unterſcheidet ſich vom Rohmahlen blos dadurch, daß die Maſſe noch gebeutelt, auch zwei Mal hinter einander auf die Mühle geſchüttet wird. Da man es hierbei mit ſchon vorgeröſtetem und mit Kochſalz und Gyps vermengtem Steine zu thun hat, ſo iſt die Erhitzung und das Anſchmieren weit unbedeutender, als beim Rohmahlen.

5) Das Gaarröſten. Ein großer Theil des Silbers iſt zwar ſchon durch den Einſümpfungsproceß in Chlorſilber, ein großer Theil des Kupfers in freies, unverquickbares Oxyd verwandelt, aber noch immer iſt die Beſchickung nicht reif für das Verquicken, noch immer enthält ſie rohe Steintheile, welche zerſetzt und oxydirt werden müſſen und Schwefelſilber, welches dekomponirt und auch in Chlorſilber verändert ſeyn will. Man unterwirft deshalb die ganze Beſchickung noch einer Gaarröſtung, bei welcher die unzerſetzten Steintheile die Schwefelſäure für die Zerlegung des Kochſalzes liefern und überhaupt ziemlich die nämlichen Verhältniſſe obwalten, wie bei der Erzröſtung mit Kochſalz, nur daß dabei weniger Glauberſalz entſteht, wie bei dieſer, da jetzt weniger Schwefel und gewöhnlich etwas freier Kalk in der Beſchickung ſind.

Die Röſtpoſten macht man circa 3½ Ctr. ſtark und röſtet ſie zwei bis drei Stunden. Die Röſtöfen werden durch die Flamme gefeuert, die von den mit Reißig geheizten Rohröſtöfen entweicht, weshalb jene über dieſen liegen. Nachdem nämlich die Flamme des untern Ofens über den Röſtheerd weggezogen iſt, ſteigt ſie durch einen Fuchs in den obern und dann erſt tritt die verdünnte Luft in die Eſſe ein. Durch einen in der Feuerbrücke angebrachten ſchmalen Luftkanal tritt, außer der durch den Roſt einſtrömenden, noch friſche athmoſphäriſche Luft auf den Röſtheerd.

6) Die Röſtproben. Für die Unterbrechung und Leitung des Röſtproceſſes geben kleine Proben das Anhalten, welche an die Amerikaniſchen erinnern. Nur nach dieſen Proben, keineswegs nach einer beſtimmten Zeit, richtet ſich das Beendigen der Röſtung. Glaubt man nämlich, daß ohngefähr die Gaare eingetreten ſeyn könne, ſo wird mit einem Löffel etwas Beſchickung aus dem Ofen geholt, das Pröbchen fein gerieben und eine kleine Partie davon in einer Taſſe mit ſo vielem Waſſer verſetzt, daß ein dicker Brei entſteht. Sodann bringt man einen Tropfen Queckſilber dazu und

rührt Alles mit einem Kupferzain recht gut durch einander. Bleibt die Queckſilberperle rund und glänzend, ohne beim Bewegen der Taſſe ein Schwänzchen zu zeigen und legen ſich Steintheile an ſie an oder zertheilt ſie ſich in viele kleine Perlen, ſo muß die Beſchikkung noch einige Zeit bei verſtärktem Feuer im Ofen verbleiben. Wird dagegen das Queckſilber ſchwänzig, jedoch mit einer grauen faltigen Haut überzogen, ſo muß die Beſchickung zwar auch noch im Ofen gelaſſen, ihr aber noch etwas Kalk zugeſetzt werden.

Zeigt ſich endlich das Queckſilber beim Bewegen der Taſſe ſchwänzig; allein von mattweißer Farbe und zuſammenhängend, ſo iſt der Proceß beendet und man eilt mit dem Herausziehen.

7) Das Verquicken. Die gaargeröſtete Beſchickung kann gleich verquickt werden und bedarf nicht erſt eines nochmaligen Mahlens.

Die Zeit, wo die weitere Entſilberung aufhört, iſt dabei ſorgfältiger als bei der Erzamalgamation zu beobachten und ſo bald ſie eintritt, ſogleich zum Verdünnen zu ſchreiten, denn der ſpecifiſch ſchwerere Kupferſtein befördert mehr als das Erz das mechaniſche Zerſchlagen des Queckſilbers und jeder zu lange Faßumgang vor dem Verdünnen wird in dieſer Beziehung auffallend nachtheilig. — Nach dem Verdünnen muß jedoch das Faß länger als bei Erzen umgehen, eben weil zu vieles Queckſilber zerſplittert worden iſt und dieſes mehr Zeit verlangt, um ſich wieder zu ſammeln. Beides gilt auch für die Schwarzkupfer-, die Rohſtein- und die Speiſeamalgamation. Da die Kupferſalze durch den Kalkgehalt der Beſchickung faſt ganz zerſtört worden ſind und das Kupfer als freies Oxyd ſich im Faſſe befindet, ſo kann man ſich wie bei Erzen der ſchmiedeeiſernen Platten für die Silberpräcipitation bedienen, denn man hat keine Mitamalgamation des Kupfers, wenigſtens nicht in auffallender Menge zu befürchten.

Der Einſatz in die Fäſſer beſteht bei jedem aus 6 Ctr. Mehl, ungefähr 2 Ctr. ſchmiedeeiſernen Platten, 4 Pfd. Kochſalz und 5 Ctr. Queckſilber. Der Gang des Anquickens iſt derſelbe wie zu Freiberg.

8) Nacharbeiten mit dem Amalgam. Das Zerlegen des Amalgams und das Raffiniren des Silbers bietet bei der Kupferſteinamalgamation weiter nichts Beſonderes dar, als daß erſteres auf Gottesbelohnung, wie ſchon früher angeführt worden, in gußeiſernen Retorten geſchieht. Dieſe eiſernen Retorten ſind elliptiſch und haben ein weites eiſernes Knierohr, deſſen einer Schenkel abwärts gebogen in ein Gefäß mit kaltem Waſſer eintaucht. In die Retorten werden gußeiſerne Pfannen, in denen das abzudeſtillirende Amalgam liegt, geſchoben, nach beendeter Deſtillation herausgezogen und die Retorten wieder beſetzt. Von 200 Pfd. Amalgam, welche binnen zwölf bis dreizehn Stunden abbeſtillirt ſind, gehen 1,3 bis höchſtens 1,5 Loth Queckſilber verloren, bei einem geringern

Aufwand an Brennmaterial als beim Gebrauch der Freiberger Glühtöpfe. In dem Winklerſchen Werke, S. 118 ꝛc., findet man ſolche Ausglühretorten, welche verſuchsweiſe in Freiberg angewendet wurden, beſchrieben und in Fig. 1—4, Taf. 2, abgebildet. — Das Ausglühſilber wird in Quantitäten von 400 Mark in einem Tiegel eingeſchmolzen und eine kurze Zeit lang im Treiben erhalten. Es wird mit ſeinem Gehalte von höchſtens 5 Proz. Kupfer, d. h. über 15löthig, zur Münze abgeliefert.

9) Nacharbeiten mit den Rückſtänden. Die Rückſtände von der Kupferſteinamalgamation ſind wegen ihrer ſpecifiſchen Schwere nicht leicht zu verwaſchen.

Nach dem Verwaſchen werden ſie ſorgfältig aufgefangen, mit 10 Proz. Lehm angeknetet, getrocknet, dann mit ohngefähr 12 Proz. Quarzpulver, 1 Proz. Flußſpath und 4—5 Proz. Eiſengranalien beſchickt und im Brillenofen verſchmolzen. Durch den Eiſenzuſchlag wird die Bildung von Schwefelkupfer vermindert, welche außerdem bei dieſem Schmelzen, wegen des Gypsgehalts der Beſchickung, in ziemlicher Menge Statt finden würde.

Das Reſultat dieſes Schmelzens iſt Schwarzkupfer, nebſt etwas Lech, welcher letztere ſich jedoch mehr dem kupferhaltigen Rohſteine vergleichen läßt. Das Schwarzkupfer liefert ein Gaarkupfer von beſonderer Güte; es iſt im Handel geſucht und der Centner deſſelben wird bis zu 2 Thlr. theurer bezahlt, als der Centner Gaarkupfer von der benachbarten Hettſtädter Saigerhütte. Zu Zeiten iſt der Preisunterſchied ſelbſt noch höher geweſen.

Die Lauge, welche von den Rückſtänden abgelaſſen wird, kann wieder auf Kochſalz benutzt werden.

10) Die Metallverluſte bei vorſtehendem Proceſſe ſind in neuern Zeiten möglichſt genau unterſucht und betrugen im Jahr 1838: Queckſilberverluſt auf 100 Ctr. in Arbeit genommenen Kupferſtein 11 Pfd.; Silberverluſt auf 1 Ctr. Gaarkupfer 10 Grän und das Gaarkupfer ſelbſt fand man bis auf 40 Grän im Centner entſilbert. Der Kupferverluſt betrug pro Centner Kupferſtein à 50 Pfd. Gehalt $\frac{1}{8}$ Pfd. Früher, im Jahr 1829, gaben 300 Ctr. Kupferſtein 137$\frac{1}{4}$ Ctr. Gaarkupfer, 1288 Pfd. Amalgam 162 Mark Ausglühſilber und dieſe 154 Mark 2 Loth Feinſilber. Der Queckſilberverluſt betrug auf 1 Ctr. Stein berechnet 0,065 Proz.; auf 1 Ctr. Gaarkupfer 0,149 Proz. und auf 1 Mark Silber 29,27 Proz.

Es tritt bei der Kupferſteinamalgamation derſelbe Umſtand ein, welcher auch bei der Erzamalgamation die vollſtändige Entſilberung erſchwert. Das Silber iſt nämlich urſprünglich als Schwefelſilber in dem Steine vorhanden und von dieſem werden auch bei der ſorgfältigſten Röſtung mit Kochſalz noch kleine Ueberreſte unzerſetzt in den Rückſtänden zurückbleiben, wogegen man es bei der Schwarz-

kupferamalgamation nur mit metalliſchem Silber zu thun hat, deſſen Verchlorung weniger Schwierigkeiten unterworfen iſt.

Zugleich iſt es aber auch der bedeutende Kalkzuſchlag, welcher bei dem Verquicken des Kupferſteins das Silberausbringen benachtheilt, welcher wahrſcheinlich die Zurücklaſſung von etwas Silberoxyd zur Folge hat und ſich bei der Schwarzkupferamalgamation ganz entbehren läßt.

Jener Kalkzuſchlag hat aber einen bedeutenden Einfluß auf die Verminderung der Queckſilberverluſte. Zwar ſind letztere, im Vergleich zur Erzamalgamation, immer noch bedeutend und müſſen es ſeyn, wegen der Schwere des Steinmehls, durch welches das mechaniſche Zerſchlagen zu ſehr befördert wird, allein gegen die Queckſilberverluſte beim Verquicken des Schwarzkupfers erſcheinen ſie niedrig.

Digitized by Google

# Achtes Kapitel.

## Von der Gewinnung des Zinnes und des Kupfers in England*).

### Einleitende Bemerkungen.

Die Britiſchen Inſeln bringen, wie wir Seite 150 u. ſ. f. vom IV. Bde. ſahen **), mehr Kupfer und Zinn in den Handel, als irgend ein Staat in Europa. Die Halbinſel Cornwall iſt der einzige Punkt auf jenen Inſeln, wo Zinn gewonnen wird, auch lie-

---

*) Aus der Voyage métallurgique en Angleterre etc. 2de édit. II. 172 etc., mit Benutzung der Ueberſetzung dieſes Abſchnitts aus der erſten Auflage des Werks in Karſtens Archiv, erſte Reihe, Bd. 13, S. 60 ꝛc. Siehe auch Taylor daſelbſt Bd. 6, S. 347 ꝛc. und Vivian daſ. Bd. 8, S. 160 ꝛc. — Es gilt auch bei dieſem Kapitel wegen des Bergbaues und der Aufbereitung die beim vierten Kap., S. 301, gemachte Bemerkung. — Sehr wichtig für die Geologie, die Erzlagerſtätten und den Bergbau in Cornwall iſt auch das folgende Werk: Report on the Geology of Cornwall, Devon and West Somerset, by H. T. De la Beche. London 1839. Der Verfaſſer, Direktor der geolog. Abth. der mit der trigonom. Aufnahme Englands beſchäftigten Generalſtabsofficiere, hat das Werk auf Befehl des Schatzmeiſteramts herausgegeben.

**) Wir bemerkten auf Seite 150 des IV. Bands, daß die Kupferproduktion im fortwährenden Steigen begriffen ſey; nach dem Mining Review, 1839, p. 127, betrug die Kupfererzförderung in Cornwall und Wales vom 30. Juni 1838 bis 30. Juni 1839 209,026 Tonnen, woraus 19,747 Tonnen 3¼ Ctr. Gaarkupfer zu dem Werthe von 1,530,293 Liv. St. dargeſtellt worden. Metalliſches Zinn wurde in demſelben Zeitraum in Cornwall 3114 Tonnen 18 Ctr. zu einem Werthe von 231,291 L. St. 15 Sch. gewonnen.

fert ſie faſt $\frac{2}{3}$ der ganzen Britiſchen Kupferproduktion, ſo daß ſie unter allen Europäiſchen Provinzen in Hinſicht ihres Mineralreichthums den erſten Rang behauptet. Außerdem ſind die Bergwerke Cornwalls auch durch die bedeutenden und ſo ſehr kräftigen daſelbſt angewendeten mechaniſchen Hilfsmittel berühmt. — Nach dem großen Reichthum der Cornwalliſer Bergwerke und nach der Wichtigkeit, welche ſie für die Provinz haben, welche dadurch einen weit höhern Rang erlangt hat, als ihr geographiſche Lage und Beſchaffenheit des Bodens gewähren konnte, muß man erwarten, daß der dortige Bergwerksbetrieb einen hohen Grad der Vollkommenheit erreicht. Es iſt dies wirklich der Fall und die neueſten wiſſenſchaftlichen und techniſchen Entdeckungen werden mit großer Umſicht dabei angewendet. Auf der andern Seite aber läßt das getheilte Bergmänniſche Eigenthum hier und dort Einrichtungen durchblicken, welche den in den letzten Zeiten gemachten wiſſenſchaftlichen Fortſchritten nicht ganz zu entſprechen ſcheinen.

Seit mehreren Jahren iſt zu Penzance eine geologiſche Geſellſchaft zuſammengetreten, die ſchon recht viel für die Geologie und Bergwerkskunde gethan hat und die ſich vielleicht in kurzer Zeit zu einer der erſten Bergwerksſchulen in Europa erheben wird. — Wenige Gegenden möchten zu ſolch einer Anſtalt auch wohl geeigneter ſeyn, denn nirgends iſt vielleicht ein ſtärkerer Bergbau rege, wie in Cornwall, nirgends iſt er ſo großartig und nirgends ſind die Gangverhältniſſe ſo deutlich und ſo ſchön entwickelt. Die Form einer Halbinſel kommt dabei ſehr zu ſtatten, indem ſich faſt überall natürliche Terrainsdurchſchnitte ergeben, die ſowohl dem Bergmann als dem Geologen die ſicherſten Aufſchlüſſe gewähren.

Wir theilen dieſes Kapitel in vier Abſchnitte. Der erſte handelt von der geologiſchen Beſchaffenheit des Landes und von dem Vorkommen der Erze; der zweite wird einige Bergmänniſche Bemerkungen zur Vervollſtändigung des erſten Kapitels von der zweiten Abtheilung des Werks (IV. 425 ꝛc.), welches vom „Bergwerksbetrieb in Cornwall und Devonſhire“ handelt, enthalten; der dritte ſoll den Aufbereitungs- und Zugutemachungsproceß der Zinnerze in Cornwall beſchreiben und der vierte von den verſchiedenen Arten des Vorkommens der Kupfererze in England, Schottland und Irland, ſo wie von der Aufbereitung und Zugutemachung der Cornwalliſer Kupfererze auf den Hütten in Wales, wohin ſie der Wohlfeilheit des Brennmaterials wegen gebracht werden, Nachricht geben.

## Erſter Abſchnitt.

### Geognoſtiſche Beſchaffenheit des Landes und Art, wie die Erze vorkommen.

Die Halbinſel Cornwallis hat zwei verſchiedene Formationen. Die erſte, in Südweſten vorherrſchend, beſteht aus Granit und Schiefergebirge und gehört dem Urgebirge oder wenigſtens einem ſehr alten Uebergangsgebirge und beſteht vorzüglich aus Grauwacke und aus ſplittrigem Kalkſtein, die zuweilen mit einander wechſeln. Dies Gebirge zeigt eine große Uebereinſtimmung mit dem Uebergangsgebirge in der Bretagne, in den Pyrenäen und in der Tarentaiſe. Um jedoch von den Gangbildungen in dieſen verſchiedenen Gebirgsformationen einen deutlichern Begriff zu geben, wird es nöthig ſeyn, dieſen erſten Abſchnitt in folgende vier Unterabtheilungen zu bringen:

I. Geognoſtiſche Beſchaffenheit des ſüdweſtlichſten Theils von England. Der Theil von England, welcher zwiſchen Bridgewater, Torbay und dem Vorgebirge Landsend liegt und die Grafſchaft Cornwallis, faſt ganz Devonſhire und den weſtlichen Theil von Somerſetſhire in ſich enthält, ſtellt ein hüglichtes Land dar, welches aus abgerundeten Bergkuppen und aus kleinen Gebirgsebenen beſteht, die durch flach eingeſchnittene Thäler getrennt ſind. Der unfruchtbare Boden iſt den Einflüſſen des Meeres von allen Seiten ausgeſetzt und der Vegetation wenig günſtig. Große Landſtrecken liegen daher wüſt und ſind nur mit Geſtrüppe bedeckt, welches beſonders bei den mehr hüglichten und höher liegenden Gegenden der Fall iſt. Dieſe höher liegende Gegend bildet eine, faſt in gerader Linie ſich von Weſt-Südweſt nach Oſt-Nordoſt oder vom Vorgebirge Landsend bis Dartmoor-Foreſt fortziehende Bergkette, die Ohrinnien-Bergkette genannt. Die Berge in dieſer Kette beherrſchen nicht allein die umliegende Gegend, ſondern ſie bilden auch den höchſten Berggipfel des Landes. So erreichen z. B. der **Hens-barrow-down**, der **Brown-willy** und der **Kitt-hill** in Cornwallis die Höhe von 1034, 1368 und 1067 Engl. Fußen und der **Cowland-hill** oder **Beacon**, der **Em-head** und der **Rippon-tor** in Devonſhire die Höhe von 1792, 1151 und 1549 Engl. Fußen. Dieſe Gebirgshöhen werden in dieſer Gegend von England nur durch einige aus Grauwacke beſtehende Berge, im Norden von Devonſhire und im Oſten von Somerſetſhire übertroffen, wo einige Berge vorkommen, welche 1500—1700 Fuß und darüber hoch ſind.

Die Kuppen dieſer Granitberge ſind gewöhnlich abgerundet; die Abhänge ſind ſanft und der Fuß der Berge iſt mit großen Granitblöcken bedeckt, woran ſich die geognoſtiſche Beſchaffenheit des

Terrains erkennen läßt. Größere oder geringere Granitblöcke finden ſich zwar auch in der ganzen Gegend zerſtreut, indeß werden ſie wenig bemerkbar, weil ſie durch das Geſtrüppe verborgen werden. Nur da, wo man den Boden anbaut, bieten ſie ſich den Blicken dar, weil man ſie dort von der Oberfläche weggebracht, zur Umfaſſung derſelben mit einer Steinmauer aber wieder angebracht hat.

Die granitiſchen Kuppen oder Emporragungen bilden eben ſo viele Kerne, um welche die übrigen Gebirgsarten abgelagert ſind. Jede Granitkuppe iſt mit einem Gürtel von grünlichem Thonſchiefer umgeben, der zuweilen in Talkſchiefer, zuweilen in Hornblendeſchiefer übergeht. Die Schichten dieſes Schiefergebirges fallen nach derſelben Weltgegend, wohin ſich der Abhang des Granits neigt, auf welchem der Schiefer abgelagert zu ſeyn ſcheint. Das Schiefergebirge erreicht bei Weitem nicht die Höhe des Granitgebirgs; es iſt zuſammenhängender und weniger unfruchtbar. Die Oberfläche iſt mit einer ſtarken Ackerkrume bedeckt, es befinden ſich darauf keine Gebirgsblöcke und ſehr ſelten ſieht man anſtehendes Gebirge, ſo daß man die Beſchaffenheit deſſelben ſchwerlich errathen würde, wenn nicht die Abhänge am Meeresufer, die Einſchnitte, welche die Flüſſe bilden und künſtliche Eingrabungen die ſchiefergebirgsartige Natur des Bodens zu erkennen gäben. Am fruchtbarſten iſt der Boden gewöhnlich dort, wo das Schiefergebirge an dem Granitberge angelagert iſt, indem ſich dort durch die Vermengung der zerſtörten Maſſen von beiden Gebirgsarten eine fruchtbare Ackererde gebildet hat.

In einer größern oder geringern Entfernung vom Granit iſt das Schiefergebirge mit gewöhnlicher Grauwacke oder mit Grauwackenſchiefer bedeckt, welcher in Thonſchiefer übergeht und untergeordnete Lager von Kalkſtein enthält. Aber der nordöſtliche Theil von Cornwallis, der nördliche Theil von Devonſhire und der Theil dieſer beiden Grafſchaften, welcher an Plymouth grenzt, beſteht faſt ganz allein aus dieſem, in der Grauwacke lagerartig vorkommenden Kalkſtein. Er zeigt ſich außerdem in einer bedeutenden Erſtreckung im Süden von Cornwallis, zwiſchen Truro und Grampound, wo er wie in einem Becken abgeſetzt zu ſeyn ſcheint. Dieſer Kalkſtein, welcher jünger iſt, als der wirkliche Killas (Schiefergebirge), erſtreckt ſich gegen Süden bis zum Meer und gegen Norden bis St. Michael. Einige abgeſonderte Maſſen kommen noch bis Podſtonet Tintagal-Caſtle vor. An der eben genannten Stelle iſt die Grauwacke ausgezeichnet deutlich und enthält Abdrücke von Vegetabilien. In der Grauwacke ſind niemals Zinn- oder Kupfererze angetroffen worden. Das große von Weſten nach Oſten ſtreichende Gangſyſtem, auf welchem alle Gruben in Cornwallis bauen, ſcheint ſich an der Höhe von Truro, nämlich an der abendlichen Grenze der eben erwähnten Grauwackenablagerung, abzuſchneiden. Herr Carne zu

Penzance bemerkt: „Es ſcheint, daß ſich die Gänge, wenn ſie auch an einigen Stellen bis in die Grauwacke fortſetzen, bald zertrümmern und ihr Ende erreichen, aber mit völliger Gewißheit läßt ſich darüber nicht urtheilen, weil der wahre Killas nur ganz allmälig und unmerklich in Grauwacke übergeht.“ Auf der Höhe von Grampound, nämlich gegen die abendliche Grenze der Grauwacke, nimmt der Grubenbetrieb in demſelben Augenblicke wieder ſeinen Anfang, wo das Killasgebirge wieder auftritt. Nimmt man an, daß die Grauwacke in einem von dem Killas gebildeten Buſen abgeſetzt ſey, ſo muß man geneigt ſeyn zu vermuthen, daß die Gänge öſtlich von Grampound zu demſelben Gangſyſtem gehören, wie die Gänge weſtlich von Truro, indem auch das Streichen beider Gangformationen mit einander übereinſtimmt. — Wenn aber auch die Grauwacke kein Kupfer oder Zinn führt, ſo iſt ſie doch nicht ganz metallleer, denn die Bleierzgruben von Garras und von Pantin-gaze, ſo wie der Spiesglasgang von Huel-boys, befinden ſich wahrſcheinlich in dieſer Gebirgsart.

Außer den angeführten Gebirgsarten kommen in Cornwallis auch noch Serpentin und Grobro in Gemeinſchaft mit Talk- und Hornblendegeſtein vor. Dieſe Formation, aus welcher faſt die ganze Halbinſel beſteht, an deren ſüdlichſter Grenze ſich das Vorgebirge Lizard befindet, führt, wenigſtens ſo weit es bis jetzt bekannt iſt, kein Metall.

Die außerordentliche geognoſtiſche Uebereinſtimmung von Cornwallis mit der Bretagne erſtreckt ſich nicht blos auf die ähnlichen Formationen des Granits, der Schiefergebirge und der Grauwacke, ſondern auch auf die übereinſtimmende Beſchaffenheit des Küſtenlands. Cornwallis iſt indeß von der Natur ungleich mehr begünſtigt, denn die Menge von Zinn- und Kupfergruben bringt eine Thätigkeit und Induſtrie hervor, welche der Bretagne abgehen, wo man bisher nur unbedeutende Metallſpuren gefunden hat.

II. Geognoſtiſche Beſchaffenheit des metallführenden Landſtrichs. Zinn und Kupfer kommen ſowohl im Granit, als in dem Schiefergebirge vor, welches den Granit mantelförmig umgibt. Das Zinn findet ſich aber auch ſtockwerkartig oder in kleinen Trümmern in einem Porphyr, welcher für ſich ſelbſt, mitten im Granit und im Schiefergebirge, wirkliche Gänge von großer Mächtigkeit bildet, welche die Metall führenden Gänge zuweilen durchſetzen oder die Richtung ihrer Streichungslinie verändern. Der Cornwalliſer Bergbau wird alſo entweder im Granit oder in einem grünlichen Thonſchiefer oder in Porphyr betrieben. Bei den dortigen Bergleuten werden dieſe Gebirgsarten Growan, Killas und Elvan genannt. Unter dem Namen Growan verſteht man das granitiſche Gebirge, ſowohl das in ſeinem natürlichen und unveränderten, als auch das in zerſetztem Zuſtande. Killas nennt man alles Schie-

ſergebirge überhaupt, beſonders aber den grünen Thonſchiefer, worin ſich die reichen Ablagerungen von Zinn und Kupfer finden. Alle fremdartigen Gebirgsmaſſen im Granit und im Schiefergebirge, welche die Gänge verwerfen oder auch wohl nur die Schichtung der Gebirgsart unterbrechen, heißen dort Elvan. Dieſe Benennung wird daher auf Gebirgsarten von ſehr verſchiedenartiger Natur und Ablagerung angewendet. Aller Granit, der eine abweichende Zuſammenſetzung ſeines Kerns von dem Granit zeigt, der ihn einſchließt, ſo wie die chloritiſchen, quarzigen und die ſehr harten quarzig-chloritiſchen Gebirgsmaſſen werden Elvan genannt; größtentheils belegt man aber mit dieſem Namen die Feldſpathporphyre, welche ausgezeichnete und deutliche Gänge bilden.

Die Grundmaſſe und der größte Theil der Kryſtalle von dieſen Porphyren beſteht aus Feldſpath. Sehr häufig kommt aber auch Quarz in ungeſtalteten Körnern, auch kommen unvollkommne dunkelgrüne Kryſtalle von Hornblende in der Porphyrmaſſe vor, welche gewöhnlich roth oder hell und ſchmutzigblau, häufig aber auch gelblich gefärbt iſt. Die gelbliche Färbung ſcheint jedoch die Folge einer Zerſetzung zu ſeyn. Bei einigen dieſer feldſpathartigen Maſſen fehlen die Kryſtalle gänzlich und man kann nichts weiter als einen dichten, röthlichen Feldſpath erkennen, den die Engliſchen Mineralogen hornstone-porphyry nennen und welcher wirklich mit dem Hornſteinporphyr der Freiberger Schule übereinzuſtimmen ſcheint. Bei der Beſchreibung der den Granit und den Killas durchſetzenden Porphyrgänge werden wir auf dieſen Porphyr wieder zurückkommen und behalten uns bis dahin ſeine genauere Charakteriſtik vor. Hier mußten wir deſſelben nur gedenken, um die Beſchreibung der Granit- und Killasgebilde nicht zu unterbrechen, woraus der größte Theil der dortigen Gebirgsformationen weſentlich zuſammen geſetzt iſt.

Der Granit, welcher, wie bereits bemerkt, den Höhenzug von Weſt-Südweſt nach Oſt-Nordoſt oder vom Vorgebirge Landsend bis Dartmoor-Foreſt bildet, zeigt in ſeiner Zuſammenſetzung wenig Verſchiedenheit. Er iſt im Allgemeinen grobkörnig und oft porphyrartig. Der Feldſpath hat gewöhnlich eine ſchmutzigweiße oder eine blaßrothe Farbe. Der Quarz iſt faſt immer durchſcheinend, von grauweißer Farbe und der Glimmer geht ganz unmerklich aus der ſchwarzen Farbe in die weiße über. Das Verhältniß dieſer drei Beſtandtheile iſt veränderlich. Gewöhnlich iſt der Feldſpath vorwaltend. Die großen Feldſpathkryſtalle, welche dem Granit häufig ein porphyrartiges Anſehn geben, zeichnen ſich durch die Verſchiedenheit in der Färbung von der übrigen Feldſpathmaſſe aus. Wird der Granit der Wirkung der Luft lange Zeit ausgeſetzt, ſo löſen ſich die Kryſtalle zuletzt ab, weil die Granitmaſſe der Zerſetzung ſehr unterworfen iſt. Wie leicht dieſe erfolgt, geht daraus hervor, daß ſich

der Granit mehrere Meter tief unter Tage verändert zeigt, ausgenommen an den Stellen, über welche Waſſer fließt. Man benutzt dieſes Verhalten, theils um Brüche zur Gewinnung von granatiſchem Sand anzulegen, theils um künſtliche Höhlen in dem Felſen zu bauen, welche ſogar zu Wohnungen angewendet werden. In andern Gegenden von Cornwallis iſt der Granit ſehr zerreiblich, ohne daß eine Zerſetzung an der Oberfläche davon die Urſache wäre, ſondern weil ſich der Feldſpath in einem kaolinartigen Zuſtande befindet. In der Gegend von Saint-Auſtle befindet ſich eine Förderung von dieſer thonartigen Subſtanz, welcher ſich die Porzellanfabriken von Staffordſhire als Material bedienen.

Mit Ausnahme der metalliſchen Erzablagerungen iſt der Turmalin faſt die einzige fremdartige Subſtanz, welche einigermaaſen häufig im Granit von Cornwallis vorkommt, obgleich ſich auch dies Foſſil nur ſehr ſelten im Innern der Granitmaſſen findet. Gewöhnlich bekleidet er nur die Oberflächen der Höhlungen in den Theilen des Granits, welche ſich in der Nähe der kleinen Quarz- und Turmalingänge befinden, die den Granit auf einigen Punkten in großer Menge durchſetzen. — Auf einigen Stellen hat man in dem Granit von Cornwallis Kryſtalle von Pinit, zuweilen auch wohl von Smaragd gefunden.

Das Vorkommen dieſer Mineralien, ſo wie das des Kaolin, deuten auf eine gewiſſe Uebereinſtimmung des Granits von Cornwallis mit demjenigen, welcher auf einigen Punkten im Innern von Frankreich und mit dem, welcher in der Normandie vorkommt; vorzüglich bemerkenswerth iſt aber die Uebereinſtimmung des gewöhnlichen Cornwalliſer Granits mit dem von Cherbourg, indem mit beiden ein grüner, talkiger Schiefer unter gleichen Verhältniſſen abgelagert iſt.— Bei dem Granit von Cornwallis iſt keine Schichtung wahrzunehmen. Zuweilen läßt ſich zwar eine tafelartige Struktur bemerken, z. B. ſehr ausgezeichnet zu St. Michael bei Penzance am Kap Cornwall, in den Brüchen von St. Juſt u. ſ. f., allein bei einer ſorgfältigeren Beobachtung ergibt ſich bald, daß dieſe Struktur nicht das Reſultat einer Schichtung des Granits ſeyn kann, ſondern daß ſie nur die Folge einer durch die Zerſetzung noch auffallender gewordenen Zerſpaltung iſt. Nur der Granit, welcher der Wirkung der Athmoſphäre ausgeſetzt war, zeigt ſolche Struktur, niemals gehen dieſe Abloſungen tief in den Granit hinein und niemals finden ſie ſich da, wo der Granit vom Schiefergebirge bedeckt iſt. Oft werden ſolche Abloſungen auch durch den Einfluß der kleinen, den Granit durchſetzenden Gänge bewirkt, wie z. B. überall weſtlich vom Berge St. Michael, welcher dort von einer zahlloſen Menge kleiner, ſenkrechter Quarzgänge durchſetzt wird, welche bis zu einer gewiſſen Teufe die Einwirkung der Athmoſphäre erfahren haben. — In dem Granit von Cornwallis iſt ferner kein einziges,

eigentlich ſo zu nennendes untergeordnetes Lager bekannt und man führt nur wenige Punkte als Beiſpiele an, wo der Granit mit dem benachbarten Schiefergebirge wechſeln ſoll. Aber auch dieſe Wechſellagerung iſt noch ſehr problematiſch. Noch kennt man keinen Punkt, wo der Granit einen wirklichen mineralogiſchen Uebergang in den ihn mantelförmig umgebenden Schiefer machte. Wir werden hierauf bald zurückkommen.

Vor dem Schiefergebirge, woraus der größte Theil des Landes beſteht, laſſen ſich zwei ſehr beſtimmte Klaſſen unterſcheiden, nämlich:

1) ein grünlicher Thonſchiefer, welcher in Talk- und Hornblendeſchiefer übergeht und in den obern Schichten zuweilen eine ſandartige Textur annimmt, wodurch er zu einer wirklichen Grauwacke wird;

2) ein grauer Thonſchiefer, welcher in Grauwacke übergeht, mit derſelben wechſelt und untergeordnete Lager von dichtem Kalkſtein enthält.

Es iſt möglich, daß die Schiefer der erſten Klaſſe in die der zweiten übergehen; indeß ſcheinen die letztern doch eine beſondere und viel jüngere Formation auszumachen. Es iſt aber auch möglich, daß beide Klaſſen von Schiefern durch eine Reihe von Kalkbildungen getrennt wären, wozu dann auch der ſplittrige, mandelſteinförmige und oft etwas durchſichtige Kalkſtein von Plymouth gehören würde. Welches aber auch das richtige Verhalten ſeyn mag, ſo zeigen doch die Schiefer und die Grauwacken der zweiten Klaſſe auf dem Bruch immer etwas Erdiges, wodurch ſie ſich von den analogen Schiefern der erſten Klaſſe deutlich unterſcheiden. Die grünlichen Thonſchiefer, welche als die reichſte Erzlagerſtätte in Cornwallis zu betrachten ſind, ſind der wirkliche Killas der Bergleute und dieſe Schiefer ſind die einzige Gebirgsart, die wir ſo ſorgfältig unterſucht haben, daß wir eine vollſtändige Darſtellung ihrer Verhältniſſe geben zu können hoffen dürfen.

Die gewöhnlichſte Varietät des Killas iſt ein Thonſchiefer von mittelmäßiger Härte, der ſich ſehr leicht ſpalten läßt. Häufig iſt er geradblättrig, zuweilen aber auch krummblättrig, oft etwas glänzend auf der Spaltungsfläche. Die Farbe wechſelt von helllauchgrün in grünlichgrau und bläulichgrau. Zuweilen geht er in Talkſchiefer über und enthält kleine Maſſen von weißem Quarz. Er erinnert an den gewöhnlich in den Alpen vorkommenden Talkſchiefer. Zuweilen macht er auch einen Uebergang in dunkelgrünen Hornblendeſchiefer. An verſchiedenen Stellen hat er aber auch theils körnigen, theils dichten Grünſtein eingeſchloſſen, welcher lagerartig im Schiefer vorzukommen ſcheint. Wo ſich der Killas den Granitmaſſen nähert, welche er bedeckt und gegen welche er ſich in ſeiner Schichtung aufrichtet, wird er gewöhnlich härter, weniger ſpaltbar

und feſter. Er zeigt ſich dann in einer zahlloſen Menge von Abänderungen, welche einen Uebergang bald in Hornblendeſchiefer, bald in dichte Feldſpathmaſſen, bald in ſchiefrige und glimmerreiche feldſpathartige Maſſen, bald ſogar in eine Art von Gneis zu machen ſcheinen.

III. Die geognoſtiſchen Verhältniſſe zwiſchen dem Granit und dem Killas. Der Killas bedeckt faſt nach allen Seiten die Erhebungen des Granits, von welchem er niemals durch eine andere Gebirgsformation getrennt iſt. Es läßt ſich bei beiden Gebirgsarten durchaus kein allmäliger Uebergang wahrnehmen, wie es in andern Ländern, beſonders in Sachſen der Fall iſt. Dieſer Uebergang wird durch Gneis und Glimmerſchiefer vermittelt, welche Gebirgsarten durch ihre granitiſche und ſchiefrige Textur die äußerſten Glieder des Urgebirges vereinigen. Außerdem ſieht man in jenen Gegenden auch die unmittelbar über einander gelagerten Gebirgsarten mit einander in Wechſellagerung, woraus ſich auf eine gleichartige Entſtehungsurſache ſchließen und die Folgerung ableiten läßt, daß nicht plötzlich veränderte Ereigniſſe die Bildung der einen oder andern Gebirgsart herbeiführten.

Granit und Killas zeigen in Cornwallis niemals den erſten Charakter einer gleichzeitigen Entſtehung, nämlich die Wechſellagerung und höchſt ſelten nur den zweiten, wenn er überhaupt dort wirklich zu erkennen iſt. Man führt nur zwei Beiſpiele von Wechſellagerung an, die aber noch keineswegs unumſtößlich erwieſen ſind. Dieſe Unabhängigkeit des Granits vom Killas hat mehrere Geognoſten zu der Annahme veranlaßt, daß eine große Zeitperiode zwiſchen der Bildung beider verfloſſen ſey und andere ſind der Meinung geweſen, daß der urſprünglich in horizontalen Schichten abgelagerte Killas durch das Hervorbrechen des Granits gehoben worden ſey. Die mantelförmige Umlagerung des Granits durch den Killas und die den letztern durchſetzenden Granitgänge ſind als unwiderſprechliche Beweiſe dieſer letzten Anſicht angeführt worden. Ohne uns auf dieſe theoretiſchen Anſichten weiter einzulaſſen, wollen wir die verſchiedenen Lagerungsverhältniſſe des Granits und des Killas näher aus einander zu ſetzen uns bemühen.

Ueberall, wo es die Terrainbeſchaffenheit zuläſſig macht, den Granit und den Killas auf einem kleinen Raum neben einander zu ſehen, iſt der letztere dem erſtern jederzeit aufgelagert. Hr. Schmidt aus Baiern, mit welchem die Hrn. v. Beaumont und Dufresnoy in St. Auſtle zuſammentrafen, machte ſie auf ein dort und zwar in einer Schlucht wahrzunehmendes merkwürdiges, jedoch mit dem eben bemerkten keineswegs im Widerſpruch ſtehendes Verhalten des Killas zum Granit aufmerkſam. Beide Gebirgsarten ſind dort durch eine faſt ſenkrechte, von Oſten nach Weſten ſtreichende Ebene getrennt. Im Süden dieſer Ebene beſteht der Boden durchaus aus

Killas, der in ſeiner Richtung von Oſten nach Weſten ſtreicht, ſchwach gegen Norden einfällt und deſſen Schichten ſehr deutlich an der Oberfläche des Granits abſchneiden, in deſſen Nähe er härter und weniger ſpaltbar wird. Im Norden dieſer Ebene beſteht das Terrain aber gänzlich aus Granit, welcher ſich dort bedeutend erhebt und ſehr weit verbreitet zu ſeyn ſcheint. Hier wird der Killas überall hart, faſt dicht und erſcheint häufig in merkwürdigen krummſchiefrigen Umriſſen, wenn er ſich der Granitſcheide nähert. Die Küſten von Cornwallis liefern unzählige Beiſpiele von der Ueberlagerung des Granits durch den Killas. Nach einer Beobachtung des Hrn. Prevoſt läßt ſich zu White-Sandbay zur Zeit der Ebbe die Gebirgsſcheide zwiſchen dem Hornblendeſchiefer und dem Granit deutlich erkennen. Der Granit bildet dort das Ufer und zieht ſich am Geſtade fort; der Hornblendeſchiefer iſt die Verlängerung der Felsmaſſen von St. Juſt in das Meer. Wo beide Gebirgsarten zuſammen kommen, durchdringen ſie einander und laſſen ſich auf der von Südweſt nach Nordoſt ſtreichenden Gebirgsſcheide nicht unterſcheiden. Ganz vorzüglich deutlich iſt die Auflagerung des Killas aber in den Gruben zu beobachten, beſonders in den Gruben Poldice, Huel unity, Huel-Alfred, Huel gorland, Treskerby, Dolcoath, Cook's-Kitchen u. ſ. f. In dieſen Gruben iſt die Gebirgsſcheide zwiſchen dem Granit und dem Killas auf eine Erſtreckung von mehr als 200 Metern in der Länge entblößt. Nirgends gewahrt man hier eine lange anhaltende Unregelmäßigkeit. Der Killas ſcheint auf der Begrenzungsfläche mit dem Granit nur feſter und dichter geworden zu ſeyn oder beide Gebirgsarten ſind, wie die dortigen Bergleute ſich ausdrücken, in einer Mächtigkeit von mehrern Lachtern mit einander verflochten. Man hat die das Schiefergebirge durchſetzenden Gänge im Granit verfolgt, ohne daß irgend eine Veränderung in der Mächtigkeit, in der Metallführung oder in den übrigen Verhältniſſen der Gangräume zu bemerken geweſen wäre. Dieſer ſehr merkwürdige Umſtand deutet unläugbar darauf hin, daß der Granit, wenn er ſpäter als der Killas hervorgebrochen ſeyn ſollte, doch älter ſeyn muß, als die Gänge, welche aber ſelbſt ein ſehr hohes Alter zu haben ſcheinen.

Sollte ſich dieſe, zwar höchſt ſelten vorkommende Wechſellagerung der äußerſten Glieder der Granit- und der Killasformation beſtätigen, ſo würde dies Verhalten, wie uns ſcheint, auf eine gleichzeitige Entſtehung beider Formationen hindeuten. Dieſe Erſcheinung iſt vorzüglich in der Grube Cook's-Kitchen beobachtet worden. Nach Hrn. Hawkings (Verhandlungen der geologiſchen Societät zu Cornwallis) verbreitet ſich der Granit auf der Südſeite des Ganges, 15 Lachter tief und bedeckt den Killas, welcher dort ein 38 Lachter mächtiges Lager bildet, worauf wieder ein 3 Lachter mächtiges Granitlager folgt. Alsdann folgt nochmals ein Lager von

Killas und alsdann bildet der Granit die übrige Maſſe des Terrains, in welchem der Gang bebaut wird. Dieſes merkwürdige Beiſpiel von Wechſellagerung ſcheint indeß auf eine große Erſtreckung nicht auszuhalten, denn auf den markſcheidenden Gruben läßt es ſich nicht mehr auffinden. Die Anhänger der Huttoniſchen Theorie halten dieſe Wechſellagerung für ſcheinbar und ſehen ſie als das Reſultat einer Ausfüllung der im Killas ſchon vorhanden geweſenen Höhlungen mit Granitmaſſe an.

Granit und Killas enthalten im Innern ſehr wenige fremdartige Foſſilien, aber an den Rändern beider Gebirgsarten und beſonders da, wo ſich durch eine Veränderung in der Maſſe die Nähe einer andern Gebirgsart zu erkennen gibt, läßt ſich eine große Menge von verſchiedenen Mineralkörpern erkennen. Dieſe Mineralien finden ſich jedoch ſelten in der Gebirgsart eingeſprengt, ſondern ſie kommen in kleinen Trümmern, in Lagern, in kleinen Gängen und zum Theil als wirkliche Gangmaſſen vor. Auf dieſer Scheide beider Gebirgsarten iſt es, wo die Stockwerke, die Lager und die mehrſten Gänge von Zinnerzen angetroffen werden. Die Zinngänge ſetzen oft aus einer Gebirgsart in die andere Formation über. Auch iſt es dieſe Gebirgsſcheide, welche den vielen Mineralſubſtanzen, durch welche Cornwallis ſo berühmt geworden iſt, als Lagerſtätte dient, wohin beſonders die berühmte Ablagerung von St. Juſt gehört.

Häufig ſetzt in dem Granit in der Nähe der Gebirgsſcheide mit dem Killas eine Menge von kleinen Quarz- und Turmalingängen auf (Schörlfels, schorl rock der Engländer). Dieſe kleinen Gänge ſchneiden am Granit oft in deutlichen und beſtimmten Linien ab; zuweilen ſcheinen beide Gebirgsarten aber in einander überzugehen und zuweilen wird der Schörlfels ſo mächtig, daß er wirkliche Lager im Granit zu bilden ſcheint. Dieſe Lager ſind dann in einigen Fällen zinnführend, wie wir unten näher zeigen werden.

In dem Granit, in der Nähe des Killas, kommen ebenfalls kleine Quarz- und Turmalingänge vor, die mehr oder weniger zinnführend ſind. Zuweilen iſt die Menge dieſer Gänge ſo groß, daß ſie bauwürdige Stockwerke bilden und zuweilen brechen auf den Quarzgängen in dem Granit in der Nähe des Killas, z. B. zu St. Michael bei Penzance, gleichzeitig Turmalin, Wolfram, Zinnſtein, Topas, phosphorſaurer Kalk und verſchiedene Kupfererze. — Dieſe kleinen Gänge von Quarz und von Turmalin und die kleinen zinnführenden Gänge ſind aber dem Granit nicht ausſchließlich eigen, ſondern ſie kommen auch in großer Menge in demjenigen Killas vor, der ſich in der Nachbarſchaft des Granits befindet und ſind dann ebenfalls mit kleinen Trümern, Stöcken und ſelbſt mit Lagern von denſelben vorhin genannten Foſſilien vergeſellſchaftet, wie wir noch weiter unten ſehen werden. — In dem in der Nähe des Granits befindlichen Killas kommt außerdem noch eine Menge von

Digitized by Google

kleinen Gängen, Trümern und Lagern von Quarz, Feldſpath, Glimmer, Chlorit, Aktinot, Granat, Axinit, Asbeſt, Prohnit, Epidot, Topas und von andern Foſſilien vor, welche in den übrigen Theilen dieſer Gebirgsformation höchſt ſelten angetroffen werden. Von den genannten Materialien finden ſich zuweilen einige neben einander und in Begleitung mit Zinnſtein. Eins der merkwürdigſten Beiſpiele eines ſolchen Zuſammenvorkommens von Foſſilien gewährt der Felſen, in welchem der Fahrſchacht der Grube Bottalack unweit Kap Cornwall abgeteuft iſt. Dieſer Felſen, welcher den Namen **Crown-Rock** führt, beſteht in der Hauptſache aus Quarz, Turmalin, Hornblende, Granat und aus dichtern Axinit, die in lauter Trümern von einigen Linien bis zu mehreren Zollen Mächtigkeit mit einander wechſeln und ein Lager in dem Killas zu bilden ſcheinen, welcher hier hornblendeartiger Natur iſt.

Obgleich die mächtigen Zinngänge ganz unabhängig von der Ablagerung der hier genannten Foſſilien zu ſeyn ſcheinen, ſo bleibt es doch immer merkwürdig, daß die Gegenden, wo dieſe fremdartigen Foſſilien ſehr häufig vorkommen, ſich auch zugleich durch ihren Reichthum an Zinngängen auszeichnen.

Mehrere von den kleinen Gängen, Stöcken und Trümern, deren wir gedacht haben, ſetzen ohne Unterſchied im Granit und im Killas auf. Es ſcheint, daß ihre Bildung einer Periode angehört, in welcher die Gebirgsart, worin ſie vorkommen, noch nicht den Grad der Härte erreicht hatte, den ſie jetzt beſitzt. Unter der Vorausſetzung, daß der Granit ſpäter als der Killas hervorgebrochen ſey, haben mehrere Geognoſten daher die Folgerung abgeleitet, daß das Emportreten des Granits zu einer Zeit erfolgt ſeyn müſſe, die von derjenigen Zeitperiode, in welcher der Killas ſich ablagerte, nicht ſehr verſchieden geweſen ſeyn könne.

Man trifft in mehreren Gegenden von Cornwallis kleine Gänge von Granit an — wir bedienen uns des Ausdrucks: kleine Gänge, weil der Granit keine eigentlichen Gänge bildet — welche den Killas durchſetzen und zugleich auch die im Killas vorkommenden Quarzgänge. Dieſe kleinen Granitgänge ſcheinen zum größten Theil der Granitmaſſe anzugehören, aus welcher ſie hervortreten. Bilden alſo dieſe Granitmaſſen wirkliche Gänge und gehören ſie wirklich der großen Granitmaſſe an, ſo würde man daraus ſchließen müſſen, daß der Granit nicht allein jünger ſey, als der Killas, ſondern auch als die darin aufſetzenden Quarzgänge. Dieſe kleinen Granitgänge kommen in Cornwallis*) ſehr häufig vor und man hat ſie ſchon an vierzehn verſchiedenen Stellen beobachtet. Dieſe beiden merkwürdig-

*) Sie kommen aber auch in verſchiedenen andern Gegenden Deutſchlands und Frankreichs vor.

ſten Fälle ſind eine Meile öſtlich von Trewavas Head und an dem Berge St. Michael vorgekommen. Die kleinen Gänge zu Trewavas ſind die mächtigſten und zugleich die regelmäßigſten. Der Killas bildet hier eine ſenkrechte Wand, an welcher die Gänge ausſtreichen und ſich daher gut beobachten laſſen. Sie ſtehen faſt ſenkrecht, einige von ihnen ſind 8 Fuß mächtig; ſie ſtreichen beinahe von Norden nach Süden und fallen faſt ſaiger gegen Oſten ein. Mehrere von dieſen kleinen Gängen vereinigen ſich und ſcheinen zu einer Granitmaſſe von 40 Fuß Mächtigkeit zuſammen zu ſchmelzen, welche horizontal auf dem Schiefer abgelagert erſcheint. Der Felſen iſt mit Geſtrüppe bedeckt und das Aufſchürfen in dem Terrain ſehr ſchwierig, ſo daß ſich das Verhältniß der Granitmaſſe zu den Gangbildungen nicht nachweiſen läßt; wahrſcheinlich iſt es aber, daß dieſer Granit aus der Vereinigung von mehreren Gängen entſtanden iſt. Einige von dieſen kleinen Gängen enthalten Trümer von Schiefer*) und alle führen ſehr viel Quarz, aber wenig Glimmer.

Der Berg St. Michael, welcher einen kleinen Vorſprung in dem Meerbuſen von Penzance bildet, liegt etwa 231 Fuß über dem Meeresſpiegel und hat am Fuß einen Umfang von etwa einer Meile. Er beſteht aus Granit und iſt nur an ſeinem nördlichen und nordöſtlichen Fuße, ſo wie an einem Theil ſeines nordweſtlichen Abhangs, mit Schiefergebirge bedeckt, welches an einigen Stellen viel Glimmer enthält und dadurch dem Glimmerſchiefer oder dem Gneis ähnlich wird. Das Schiefergebirge fällt nördlich und nordöſtlich unter einem Winkel von etwa 20 Graden ein und ſcheint daher den Granit nach allen Weltgegenden überlagert zu haben. Dieſe Auflagerung iſt an einigen Stellen deutlich wahrzunehmen, an andern Punkten ſcheinen aber beide Gebirgsarten ſo in einander überzugehen, daß es unmöglich wird zu beſtimmen, zu welcher Gebirgsart dieſe oder jene Felsmaſſe gehört. Auf der Gebirgsſcheide mit dem Granit, auf der nordweſtlichen und nordöſtlichen Seite des Bergs wird der Killas von Granitgängen durchſetzt und in der Granitmaſſe ſieht man deutlich Trümer (patches) vom Schiefergebirge. Die kleinen Gänge haben nur die geringe Mächtigkeit von 8—10 Zollen; ſie ſetzen parallel neben einander auf und fallen ſaiger. Verfolgt man dieſe Gänge, ſo verlieren ſie ſich im Granit, ſo daß man glauben könnte, ſie wären Ausläufer von der Granitmaſſe. Indeſſen ſcheint der gangartige Granit mit demjenigen, der die große Granitmaſſe bildet, nicht übereinzuſtimmen, denn er hat ein feineres Korn, enthält ſehr viel Quarz und ſehr wenig Glimmer, welcher oft ſogar gänzlich fehlt. Dieſe Verſchiedenheit in der

*) Die kleinen Granitgänge des Cotentin in Frankreich zeigen ganz dieſelben Verhältniſſe.

Zuſammenſetzung ſcheint jedoch von der Mächtigkeit der Gangräume mit abzuhängen. Je mächtiger die letztern ſind und je näher an der eigentlichen Maſſe des Granits, in welche der gangartige Granit unmerklich übergeht, deſto unbedeutender ſind die Abweichungen. Dieſe Verſchiedenheit in der Beſchaffenheit der Maſſe läßt ſich ſchwerlich erklären, wenn man annimmt, daß die Granitgänge im Schiefer nur granatiſche Hervorragungen ſind, welche der Zerſtörung entgingen und um welche der Schiefer ſich ſpäter anlegte. — Außer dieſen kleinen Granitgängen kommen aber auch noch Quarzgänge vor, welche die Schichten des Schiefers ſchneiden und welche zum Theil auch den Granit ebenfalls durchſetzen. Von dieſen Quarzgängen werden einige von den Granitgängen durchſetzt und verworfen, während andere nicht allein die Granitgänge, ſondern auch die dieſelben durchſetzenden Quarzgänge durchſetzen und verwerfen. Dieſe Quarzgänge ſind nur ſehr ſchmal, etwa 2—3 Zoll und niemals über 5 Zoll mächtig. Sie ſetzen ganz nahe neben einander auf und fallen völlig ſaiger. — Zuweilen, indeß ſehr ſelten, ſind dieſe Quarzgänge und die Gebirgsart deutlich von einander geſchieden; viel öfterer iſt aber keine genaue Begrenzung wahrzunehmen. Die Wände dieſer Gangbildungen beſtehen aus einem dichten, grauen Quarz, der ſehr viel Turmalin enthält. Auf einigen Gängen kommt der Turmalin ſo häufig vor, daß die Gangmaſſe dem Schörlfels ähnlich wird; faſt immer aber iſt der Turmalin in ſolcher Menge vorhanden, daß der Quarz dadurch auf der Oberfläche eine ſchwärzliche Färbung erhält. An den Wänden zeigt ſich der Turmalin jedoch häufiger, als in der Mitte der Gangmaſſe, welche dort in der Regel aus reinem kryſtalliſirten Quarz beſteht. Die mehrſten gangartigen Gebilde ſind in der Mitte aufgeſpalten und bilden zwei Hälften, wodurch ſich die Bildung der Quarzkryſtalle in der Mitte der Gangräume erklärt. In dieſer Spalte kommt auch eine große Menge von andern kryſtalliſirten Foſſilien vor, z. B. Topas, Zinnſtein, Glimmer, Apatit, Smaragd, Wolfram, Rothgültigerz u. ſ. f. — Wegen des regelmäßigen Aufſetzens und des ſaigern Einſchießens der Quarzgänge ſcheint der Granit von St. Michael in regelmäßige ſenkrechte Bänke abgetheilt zu ſeyn. Ein ähnliches Verhalten zeigt ſich in mehrern Gegenden, wo die Hauptmaſſe des Granits mit dem Schiefergebirge in Berührung kommt, vorzüglich zu Polmear und in der Gegend von Logan Rock. Dieſe Quarzgänge haben viel Uebereinſtimmendes mit den Gängen von Schörlfels, deren wir oben erwähnten und es iſt wohl möglich, daß beide Arten von Gangräumen unter denſelben Umſtänden gebildet worden ſind.

Die Granitmaſſe des St. Michaelsbergs zeigt auch ſehr zahlreiche horizontale, ſo wie auch einige ſenkrechte und mit jenen rechte Winkel bildende Klüfte. Die meiſten von jenen ſtreichen von Weſten nach Oſten und es ſind dieſe mit Quarz ausgefüllt, während die

von Norden nach Süden ſtreichenden im Allgemeinen leer geblieben ſind.

Die Quarzgänge ſetzen auch ohne Unterbrechung durch den Killas fort. Im Granit enthalten ſie faſt gar keinen Glimmer, während ſie im Killas ſehr viel führen und ſelbſt oft ganz mit den großen, ſenkrecht auf den Sohlbändern ſtehenden Glimmerblättern ausgefüllt ſind; als wenn zur Zeit, als dieſe Quarzgänge kryſtalliſirten, der ſchon im Granit vorhandene Glimmer, vielleicht durch eine elektriſche Kraft, Glimmerelemente zurückgeſtoßen hätte, die ſich in den Quarzgängen finden. Die Anhäufung von Schörl in den den Quarzgängen anliegenden Theilen des Granits iſt vielleicht eine Erſcheinung derſelben Art.

Hr. Daubrée hält die Quarzgänge für jünger als den Granit und zwar aus folgenden Gründen:

1) Sie folgen mit einer faſt vollkommnen Regelmäßigkeit auf einander, die man nur ſchwierig wahrnehmen würde, wenn ſie gleichzeitig mit der Granitmaſſe ſeyn würden. Sie gleichen Spalten, welche durch Zuſammenziehung dieſer Maſſe entſtanden ſind.

2) Die offenbare Verſchiedenheit des Granits, der in der Nähe dieſer Gänge Schörl enthält, ſcheint auf der andern Seite anzudeuten, daß, als dieſe Gänge mit Quarz und mit andern Mineralien angefüllt wurden, die Elemente des Granits noch beweglich waren.

3) Endlich verwerfen die von Oſt nach Weſt ſtreichenden Quarzgänge die kleinen, in den Killas eindringenden Granitgänge, während die Quarzgänge mit einem andern Streichen von den Granitgängen verworfen werden. Dieſe ſind von ganz anderer Beſchaffenheit, als die weſtöſtlichen, indem ſie im Killas gänzlich unregelmäßige Trümer bilden.

Die Verhältniſſe, unter welchen dieſe kleinen Granitgänge ſich zeigen, laſſen ſich auf folgende Punkte zurückbringen:

1) Sie kommen immer nur auf der Gebirgsſcheide oder nahe an der Gebirgsſcheide des Granits mit dem Schiefer vor.

2) Sie führen kein Metall.

3) Sie haben weder ein beſtimmtes Streichen, noch Fallen, denn ſie ſtreichen bald von Oſten nach Weſten, bald von Weſt-Nordweſt nach Oſt-Südoſt, bald von Norden nach Süden. Zuweilen kommen auf einem Punkt alle dieſe ſtreichenden Richtungen gleichzeitig vor.

4) Die die Saalbänder vertretenden Flächen ſind zwar eben ſo gerade und regelmäßig nach einer Streichungslinie gerichtet, wie die Saalbänder bei den wirklichen Gängen; allein ſie halten in der ſtreichenden Richtung nicht aus und werden häufig in demſelben Verhältniß ſchmäler, als ſie ſich vom Granit entfernen.

5) Wie weit ſie ins Feld ſetzen, darüber ſind noch keine zuverläſſigen Aufſchlüſſe vorhanden.

6) Der gangartige Granit hat ein ungleich feineres Korn und enthält mehr Quarz und weniger Glimmer als der eigentliche Granit. Zuweilen fehlt der Glimmer ganz.

7) Der Killas wird in der Nähe der kleinen Granitgänge härter und weniger ſpaltbar.

8) Auf mehreren Punkten und ausgezeichnet am Berge St. Michael ſcheinen ſich die kleinen Granitgänge zu einer Granitmaſſe zu vereinigen und dann geht der Charakter einer gangartigen Bildung ganz verloren. Es wird zwar ein einziges Beiſpiel (zu **Carn-Silver**) angeführt, wo ein Granitgang das Schiefergebirge und den Granit auf gleiche Weiſe durchſetzen ſoll; allein in ſehr vielen andern Fällen läßt ſich das Verhalten des Granits zu den Granitgängen gar nicht deutlich darthun, weil die Berührungsflächen ganz unzugänglich ſind.

9) Zuweilen ſind die kleinen Gänge ſcheinbar innig mit dem Schiefergebirge verwachſen und ſcheinen ganz gleichzeitiger Entſtehung mit demſelben zu ſeyn; in andern Fällen ſind ſie aber eben ſo deutlich durch Flächen, welche die Stelle der Saalbänder vertreten, von der Schiefermaſſe geſondert, wie die wirklichen Gänge.

10) Auf einigen Punkten (vorzüglich zu St. Michael) wird der Killas von Quarzgängen durchſetzt, die ihrerſeits wieder von Granitgängen durchſetzt werden, wogegen andere Quarzgänge wieder jene erſtern Quarzgänge und die Granitgänge durchſetzen.

11) An bei Weitem den mehrſten Stellen bedeckt das Schiefergebirge den Granit unmittelbar und beide Gebirgsarten ſind bis zu einer gewiſſen Mächtigkeit in einander verflochten.

IV. Die Ablagerung der verſchiedenen Zinn- und Kupfererze. Es werden in Cornwallis Zinn-, Kupfer-, Arſenik-, Blei- und ſelbſt Silbererze gewonnen.

Die Zinnerze kommen vor: 1) in kleinen Trümern oder in Lagern; 2) in Stockwerken, welche durch die Vereinigung mehrerer Trümer gebildet werden; 3) auf Gängen; 4) im Seifengebirge. — Die Erze der übrigen Metalle kommen nur gangweiſe vor; auf einer Grube ſollen jedoch Kupferkieſe in kleinen Lagern oder in Stockwerken im Elvan brechen.

1) Trümer oder Lager von Zinnerzen (**Tin floors**). Dies ſind ganz dünne Schichten oder flach gedrückte Lager von Erzen, die ſich niemals weit verbreiten, aber oft in großer Menge zwiſchen den Schichten der Gebirgsart und parallel mit deren Schichtung vorkommen. Bei den engliſchen Bergleuten heißt dieſe Art des Vorkommens **Floors** und wenn die Ablagerung zinnführend iſt, **Tin floors.** Dieſe Benennung wird aber auch auf wirkliche Stockwerke angewendet.

Man kennt mehrere ſolche zinnführende Lager in dem zunächſt am Granit befindlichen Killas. Der gürtelartige ſchmale Zug des Killasgebirges, welcher ſich vom Kap Cornwall nach St. Yves hinzieht, im Süden unmittelbar auf Granit liegt und ſich gegen Norden ins Meer ſtürzt, ſcheint ſolche Floors in großer Menge zu enthalten. In der Grube Grillobunny bei St. Juſt iſt ein ſolcher Tin floor zu beobachten, welcher durch die Vereinigung von kleinen Trümern entſtanden iſt, die mit einem ockrigen Hornblendeſchiefer in einer Mächtigkeit von 10 Lachtern wechſeln. Dieſe Trümer fallen mit 30 Gr. gegen Norden ein und ſind etwa 40 Lachter nach der Richtung ihres Einfallens und faſt eben ſo weit nach der ſtreichenden Erſtreckung verfolgt worden. Neben dieſen Tin floors kommen dort zugleich Floors von Turmalin (cockle) von verſchiedener Mächtigkeit und mit Hornblendeſchiefer wechſelnd vor. Die Cornwalliſer Bergleute nennen dieſen Hornblendeſchiefer wegen ſeiner Härte ironstone (Eiſenſtein); in den Grafſchaften aber, wo ſich Eiſenhütten befinden, wird der Name ironstone nur für wirkliche Eiſenerze gebraucht. Die Tin floors liegen gewöhnlich unter dem cockle und beide haben ein nördliches Einfallen. Auch Axinit iſt in dieſen floors gefunden worden. — Auf der Grube Bottalack iſt ein Tin floor im Killas, 36 Lachter unter dem Meeresſpiegel ausgerichtet worden, deſſen Mächtigkeit etwa 18 Zoll beträgt. Er liegt zwiſchen dem dortigen Hauptgang und einem Nebengang, welcher ein Trum des erſtern iſt. Eine Verbindung zwiſchen dem Floor und dem Gang iſt aber nicht wahrzunehmen. — Man führt in jener Gegend noch ein anderes Vorkommen von Zinnerzen an, wo es ſich im Zuſammenhange mit wirklichen Gängen befinden ſoll. Auch auf der Gebirgsſcheide des Killas mit dem Granit und ſogar im Granit ſelbſt finden ſich Ablagerungen von Zinnerzen, welche nicht gangartig und oft ohne Zuſammenhang mit den Gängen ſind, weshalb die Bergleute ſie ebenfalls Floors nennen, obgleich ſie mit denen im Killas wohl nicht ganz übereinſtimmend ſeyn dürften.

Es iſt von Mehreren die Meinung geäußert worden, daß die Tin floors in Cornwallis, beſonders die im Killas befindlichen, durch die Vereinigung mehrerer Gänge oder durch die Zunahme der Mächtigkeit eines einzigen Gangs entſtanden oder daß ſie nur Gangtrümer oder Nebengänge eines Hauptgangs wären. Auf einige von dieſen Tin floors mag eine ſolche Anſicht paſſen; weil es aber auch Floors gibt, die mit einander und mit der Schichtung des Schiefers ſelbſt parallel vorkommen, durch regelmäßige Killasſchichten getrennt werden und mit keinem Gang in Verbindung ſtehen, ſo läßt ſich auf dieſe Floors jene Anſicht nicht anwenden, ſondern man wird ſie für Erzablagerungen halten müſſen, die mit der Gebirgsart von gleichzeitiger Entſtehung ſind.

2) Stockwerke, oder Vereinigung von mehreren zinnführenden Trümern. Dieſe kommen im Granit und in dem dort unter dem Namen Elvan bekannten Feldſpathporphyr vor. Bei den engliſchen Bergleuten wird dieſe Art des Vorkommens ebenfalls Tin floors genannt.

Unter den Zinnſtöcken im Granit iſt beſonders derjenige merkwürdig, worauf die Grube Carclaſe bei St. Auſtle baut. Auf dieſer Grube findet Aufdeckarbeit ſtatt, ſo daß man den zerreiblichen Granit, deſſen Feldſpath in Kaolin übergegangen iſt, deutlich beobachten kann. Der Granit wird von einer großen Menge von Trümern aus Turmalin, Quarz und etwas Zinnſtein durchſetzt, welche auf dem weißlichen Grunde des Granits ſchwarze Zeichnungen bilden. Dieſe Trümer gehören vorzüglich zwei Syſtemen an, von denen das eine faſt von Oſten nach Weſten ſtreicht und beinahe ſeiger einfällt, das andere aber, mit faſt derſelben Streichungslinie, unter einem Winkel von 70 Graden gegen Süden einfällt. Andere kleine, jedoch weniger zahlreiche Trümer durchſetzen den Granit nach verſchiedenen Richtungen. Alle dieſe Trümer ſcheinen gleichzeitig gebildet worden zu ſeyn, denn ſie durchſetzen einander, ohne verworfen oder verſchoben zu werden. Bei vielen läßt ſich in der Mitte ihrer Mächtigkeit eine Spalte wahrnehmen, worin ſich Turmalinkryſtalle und zuweilen ein grünlicher Talk befinden. Die Begrenzungsflächen dieſer Spalten beſtehen gewöhnlich aus derbem Turmalin und aus Quarz, der unförmliche Stücken von grünlichem Talk enthält. Dieſe Art der Ausfüllung findet ſich auch in der Mitte derjenigen Trümer, welche keine Spalte haben. Nach beiden Seiten nimmt das Verhältniß des Turmalins von der Mitte des Trums ab und es kommen dagegen kleine, mit Quarz zuſammengekittete Brocken von Granit zum Vorſchein. Noch weiter nach den äußerſten Begrenzungsflächen zu wird der Granit zerreiblich und läßt ſich von der übrigen Granitmaſſe, welche den Zwiſchenraum zwiſchen zwei und zwei Trümern ausfüllt, nicht mehr unterſcheiden. Die Mächtigkeit der Trümer, mit Einſchluß des darin befindlichen erhärteten Granits beträgt niemals mehr als 6 Zoll und iſt oft noch ungleich geringer. Die ganze Maſſe iſt mit kleinen, röthlichbraunen und etwas durchſcheinenden Zinnſteinkryſtallen durchdrungen. Wir haben von dieſen zinnführenden Trümern die Spuren über Tage in großer Entfernung weſtlich von der Grube verfolgt, woraus hervorgeht, daß ſich das Vorkommen noch weit nach dieſer Weltgegend hin verbreiten muß. Gegen Süden erreicht dieſe Ablagerung aber ſehr ſchnell ihr Ende, denn wenn man nach dieſer Weltgegend zum Meeresufer hinabſteigt, ſo befindet man ſich ſehr bald auf Killasgebirge, welches, wie dies immer in der Nähe des Granits der Fall iſt, eine ungemeine Feſtigkeit zeigt. Wir haben von dieſem Killas außerordentlich feſte, wenig ſpaltbare, faſt

dichte Stücken geſehen, welche eine ſehr verworrene und nur zuſammengeſetzte krummſchiefrige Textur zeigten. — Man kennt noch mehrere andere zinnführende Stockwerke im Granit, in noch geringerer Entfernung von der Gebirgsſcheide mit dem Killas und zwar zu St. Juſt, wo dieſe Stockwerke gleichzeitig mit den Gängen, die in ihrer Nachbarſchaft aufſetzen und deren Bebauung zur Entdeckung der Stockwerke Veranlaſſung gegeben hat, in Abbau genommen werden. Die Bergleute nennen ſie häufig Tin floors. — Das Holzzinn oder das croniſche Zinnerz ſcheint, nach Hrn. Magendie, unter ganz ähnlichen Verhältniſſen vorzukommen; bekanntlich findet es ſich am häufigſten im Zinnſeifengebirge. —

Solche kleine Quarz- und Turmalintrümer, welche Zinnſtein führen, ſcheinen in Cornwallis ſehr häufig zu ſeyn; aber nur auf dem Stockwerke, welches zu Carclaſe in Abbau genommen iſt, kommt der Zinnſtein in ſo großer Menge eingeſprengt vor, daß die Gewinnung mit Vortheil geſchehen kann.

Dagegen finden ſich aber ſolche zinnerzführende Trümer in ſehr großer Menge im Elvan. Dieſe Art des Vorkommens fand auf der Grube zu Wherry zwiſchen Penzance und Newlin ſtatt, welche jetzt auflässig geworden iſt. Eine unendliche Menge von kleinen zinnführenden Trümern durchſchwärmte hier einen Elvangang von mehrerern Metern Mächtigkeit, welcher den Killas durchſetzt. Aber die Grube Trewiddenball bei Madron bietet noch jetzt ein intereſſantes Beiſpiel von dieſer Art des Vorkommens dar. Nach Hrn. Hawkings beſteht das Gebirge, in welchem ſich die Grube befindet, aus abgerundeten Maſſen von Elvan, welche durch oſtnordöſtlich unter einem ziemlich ſtarken Winkel einfallende Schichten von Killas getrennt werden. Dieſe Maſſen von Elvan werden von zinnerzführenden Trümern durchſchwärmt, deren Mächtigkeit von einem halben bis zu 8 und 9 Zoll wechſelt und welche eine ſo unregelmäßige und unterbrochene Lagerung zeigen, daß ſich Streichen und Fallen gar nicht beſtimmen laſſen. Häufig ſcheinen dieſe kleinen Trümer aus dem Mittelpunkt einer Maſſe, wie die Zweige von einem Baumſtamm, divergirend auszugehen. Das Zinnerz bricht in ziemlich ausgezeichneten Stücken und hat gewöhnlich eine mehr oder weniger quarzige Maſſe zur Gangart, in welcher zuweilen, wenn gleich ſelten, derber Turmalin (cockle) mit vorkommt. Es iſt dieſelbe Varietät von Zinnſtein, welche zu Roche und St. Denis vorkommt, die ſich durch ihre ſäulenförmige Kryſtalliſation, durch ihr ſpecifiſches Gewicht und dadurch unterſcheidet, daß ihr Zinngehalt geringer iſt, als der der übrigen Zinnerze. — Die Elvanmaſſen, worin ſich die Trümer befinden, ſind 2 bis 3 Fuß mächtig. Der Porphyr, woraus ſie beſtehen, iſt weiß und heißt dort Zinnmutter (Tin mother). Es ſcheint, daß ſie ſich in größerer Teufe einander zufallen, ſo daß die zwiſchen ihnen befindlichen Killasſchich-

ten an Mächtigkeit abnehmen. Wo ſich daher zwei Elvanmaſſen mit einander vereinigen, keilt ſich der Killas gänzlich aus, ein Verhalten, welches zu der Hoffnung berechtigt, daß man die verſchiedenen Elvanmaſſen in größerer Teufe ganz vereinigt antreffen und nur eine einzige Elvanmaſſe finden wird, in welche ſich dann alle zinnführenden Trümer oder Tin floors vereinigt haben werden. — Dieſe Tin floors werden von verſchiedenen Gängen durchſetzt. Einer davon, ein Quarzgang, Tangy course genannt, deſſen Mächtigkeit von ½ bis zu 8 Zoll wechſelt, ſtreicht von Nordweſt nach Südoſt, durchſetzt die Tin floors und bewirkt eine reichere Metallführung. Einige andere, weniger mächtige Quarzgänge durchſetzen die Tin floors ebenfalls und reichern ſie an. Zwei von ihnen, orchard-courses genannt, ſtreichen beinahe von Oſten nach Weſten. Außerdem ſetzen noch einige ſehr ſchmale Turmalingänge (cockle) als Durchſetzer der Tin floors auf, die unter einem Winkel von 30 bis 40° gegen Süden einfallen.

3) Von den Gängen in Cornwallis überhaupt. Die metallführenden Gänge ſind nicht gleichförmig in Cornwallis und in dem Theile von Devonſhire, der hier den Gegenſtand der Betrachtung ausmacht, verbreitet, ſondern ſie kommen in drei Diſtrikten vor:

1) In dem ſüdweſtlichen Theile von Cornwallis und zwar weſtlich von Truro.

2) In der Gegend von Saint-Auſtle, öſtlich von Truro.

3) In der Gegend von Taviſtock, in Devonſhire.

Die Gruppe in dem erſten Diſtrikt iſt die reichſte, die am mehrſten durch den Bergbau aufgeſchloſſene und daher auch die am genaueſten unterſuchte. Alle unſere Bemerkungen über die Cornwalliſer Gänge werden ſich daher vorzüglich auf die in jenem Diſtrikte vorkommenden beziehen. In dem äußerſten ſüdweſtlichen Theil dieſes Diſtrikts, nämlich bei St. Juſt, nahe am Cap Cornwall, ſetzen vorzüglich zinnerzführende Gänge und in dem öſtlichen Theil deſſelben, in der Gegend von Redruth, vorzüglich kupfererzführende Gänge auf. Dies Vorkommen beider Arten von Gangbildungen ſtimmt mit der geognoſtiſchen Beſchaffenheit der Gegend überein. Zinn kommt am häufigſten im Granit und Kupfer, vorzugsweiſe im Killas vor, obgleich man in dieſer Beſtimmung nicht zu weit gehen muß, weil auch ſehr reiche Zinngruben, z. B. zu Breage, zu Helſton, zu Camborne und St. Agnes, im Killas betrieben werden. Kupfererzführende Gänge, die im Killas häufig vorkommen, ſind dagegen im Granit ſelten, obgleich ſie ſich dem Graniterrain ſehr nähern und gewiſſermaaſen auf der Scheide beider Gebirgsformationen vorkommen; ein Verhalten, welches ſie mit den zinnerzführenden Gängen gemein haben und worin beide übereinzuſtimmen ſcheinen.

Ganz Cornwallis wird von einer Menge von metallführenden und tauben Gängen durchſetzt. Dieſe Gänge ſtreichen faſt alle nach einerlei Weltgegend. Es ſcheint daher, daß die Kraft, welche zur Entſtehung der Gangſpalten in ſehr verſchiedenen Zeitperioden Veranlaſſung gab, mit geringen Ausnahmen immer nach einer Richtung wirkſam geweſen ſeyn muß. Das relative Alter der verſchiedenen Gangſyſteme ergibt ſich aus den Verwürfen, welche beim Durchſetzen eines Gangs durch den andern herbeigeführt werden. Auch die Gangausfüllungen können in Cornwallis eine Anleitung zur Beſtimmung des Alters der Gänge geben. So ſind z. B. die Gänge, welche Quarz und andere harte Foſſilien als Gangart führen, viel älter als die Gänge, deren Saalbänder aus thonigen Foſſilien beſtehen.

Außer dieſen metallführenden Gängen ſind auch noch Porphyrgänge und Thongänge vorhanden, welche mit den erſtern in einer zu genauen Verbindung ſtehen, als daß ſie hier übergangen werden könnten. Die Cornwalliſer Bergleute bedienen ſich des Ausdrucks **Lode**, um einen metallführenden Gang zu bezeichnen und ſetzen die Art des Metalls, welches der Gang führt, jener Benennung vor. Die tauben Gänge nennen ſie **courses**. Die **cross-courses**, nämlich die durchſetzenden tauben Gänge führen zuweilen Blei, aber niemals Kupfer oder Zinn, es ſey denn an den Stellen, wo ſie die metallführenden Gänge durchſetzen. Weil in Cornwallis die Zinn- und Kupfererze den eigentlichen Gegenſtand der Gewinnung ausmachen, ſo werden die **cross-courses** dort, wenn ſie auch Bleierze führen, doch taube Gänge genannt. Man kann die verſchiedenen Arten von Gängen in folgender Ordnung aufſtellen:

1) Elvangänge (**Elvan-courses**, oder **Elvan-channels**).
2) Zinngänge (**Tin-lodes**) *).
3) Kupfergänge, die von Weſten nach Oſten ſtreichen (**West and east copper-lodes**).
4) Zweites Syſtem von Kupfergängen (**contra copper-lodes**).
5) Durchſetzende oder Quergänge (**Cross-courses**).
6) Die jüngſten Kupfergänge (**more recent copper-lodes**).
7) Thongänge. Von dieſen gibt es zwei Syſteme, nämlich ältere Gänge, welche **Cross-Fluckans** heißen und jüngere, die **Slides** genannt werden.

Wir unterſcheiden daher mit Carne drei Syſteme von kupferführenden Gängen, indem wir ihr relatives Alter von ihrem gegen-

*) **Lode** nennt der Cornwalliſer Bergmann den Erzgang, welcher Gegenſtand des Bergbaues iſt und **Course** einen tauben Gang. Die **Cross-courses** (Quergänge) führen zuweilen Blei, nie aber Zinn und Kupfer, wenn es nicht an den Punkten iſt, wo ſie die Erzgänge durchſetzen. Da nun Kupfer und Zinn die Hauptgegenſtände des Cornwalliſer Bergbaues ſind, ſo ſieht man die zuweilen bleierzführenden Gänge, von denen wir reden, als taub an.

ſeitigen Verhalten ableiten. Im Allgemeinen iſt der von einem andern durchſetzte und verworfene Gang der ältere von beiden. Jedoch gibt es verſchiedene Fälle, in denen dieſer allgemeine Grundſatz in Zweifel gezogen werden kann.

Wirklich können die in Felsarten von verſchiedener Beſchaffenheit und Feſtigkeit entſtehenden Spalten nicht immer dieſe Regelmäßigkeit darbieten. So begreift man, daß, wenn eine Spalte f, Fig. 17, Taf. 25, in einer gewiſſen Richtung fortſtreicht und eine andere Spalte f' trifft, deren Streichen faſt ſenkrecht auf dem der erſten ſteht, an einem Punkte, wo der Widerſtand des Geſteins größer, als an den benachbarten iſt, die Wirkung ſich in g oder g', in einiger Entfernung von f, wo ſie weniger Schwierigkeiten zu überwinden hat, fortpflanzen wird. Von einer Urſache dieſer Art rühren wahrſcheinlich die Gabelungen in horizontaler Richtung her.

Man kann ſich von der Unregelmäßigkeit der Spalten, welche die Erſchütterungen mitten in dieſen Maſſen hervorbringen, überzeugen, wenn man ſie bei der Ebbe längs dem Meer an verſchiedenen Punkten, namentlich aber in den Umgebungen von Falmouth ſtudirt. Die trocken gelegten ſchiefrigen Felsarten bilden einen Boden, der nach verſchiedenen Richtungen von vielen Spalten durchſetzt iſt. Einige derſelben können auf eine große Erſtreckung verfolgt werden und zuweilen verwerfen ſie die ſchiefrigen [illegible] keine ſehr bedeutend. — Auch iſt es möglich, daß nach der Bildung und Ausfüllung der beiderlei Spalten ein allgemeines Gleiten von einem Theil des Gebirges längs dem einen Gang erfolgte und daß man durch die Verwerfung zu dem Irrthum veranlaßt werde. Wenn daher bei der Durchſetzung zweier Gänge der eine derſelben, ſo wie die benachbarten Schichten des Gebirgsgeſteins verworfen worden ſind, ſo folgt daraus noch nicht mit Sicherheit, daß er älter als der andere iſt. — Da nun die Bildung dieſer drei Syſteme kupferhaltiger Gänge nur durch die Menge der darin enthaltenen ſchiefrigen Materien verſchieden iſt, ſo folgt aus dem Vorhergehenden, daß dieſe Kupfererzgänge als gleichzeitiger Entſtehung angeſehen werden können.

Das Streichen der Kupfer- und Zinngänge in Cornwall iſt ſehr verſchieden. Die meiſten derſelben, ſo wie auch die Porphyrgänge, ſtreichen von ONO. nach WSW., d. h. ſie ſind im Allgemeinen dem Kamm des Granits in Cornwall und auf den Scillyinſeln parallel, als wenn dieſe Spalten eine Folge ſeiner Hebungen wären. Es gibt aber auch andere, hauptſächlich in der Nähe des Endes von dem Vorgebirge, in dem Kirchſpiel von St. Juſt, welche faſt von N. nach S. ſtreichen. Dieſe Gänge weichen ohngefähr 40 oder 60° von dem allgemeinen Streichen ab und werden **überſetzende Gänge** (caunters oder contra lodes) genannt.

Der Killas und ſelbſt der Granit werden zuweilen durch Maſſen von Porphyr mit Feldſpathbaſis und mit Feldſpath- und Quarz-

kryſtallen, der manchem Trachyt ähnlich iſt und der beſonders eine große Analogie mit dem auf Gängen vorkommenden Gängen der Inſel Arran *) hat, abgeſchnitten. Die Bergleute nennen dieſe Maſſen Elvan-courses oder Elvan-channels. Nach den Lagerungsverhältniſſen zu dem Gebirgsgeſtein, in welchem dieſe Feldſpathporphyrmaſſen auftreten, darf man nicht annehmen, daß ſie gleichzeitig mit demſelben ſeyen, ſondern alle ihre Kennzeichen führen zu der Annahme einer ſpätern Bildung und daß die Maſſen wirkliche Gänge ſind, wenn man unter dieſem Ausdruck eine ſpäter ausgefüllte Spalte verſteht, ſey auch die Urſache, welche dieſelbe und ihre Ausfüllung hervorgebracht habe, welche ſie wolle. Wirklich durchſetzen dieſe Maſſen die Schichten, ohne ſie umzuſtürzen; man erkennt ihre Fortſetzung rechts und links von dieſen Maſſen faſt immer in gleicher Ebene. In der Nähe des Gangs iſt das Geſtein feſter, nicht ſo leicht ſpaltbar, ſondern ſcheint durch Einwirkung des Feldſpathporphyrs erhärtet worden zu ſeyn.

Wenn ferner der Feldſpathporphyr, welches gewöhnlich der Fall, feſt iſt, ſo ſind die Theile, welche die Saalbänder bilden und welche mit dem Gebirgsgeſtein in Berührung ſtehen, weit härter und dichter, als die Centralmaſſe des Gangs; ſie zeigen keine Kryſtalle, während in der Mitte ein ſehr deutlicher Porphyr vorhanden iſt.

Die Porphyrgänge enthalten zuweilen in der Nähe ihrer Saalbänder Bruchſtücke von dem benachbarten Gebirgsgeſtein. Hr. De la Beche fand einen ſolchen Gang mit Glimmer und deſſen Zuſammenſetzung und Textur die eines wahren Granits waren, ſo daß er die Maſſe für eine Modification deſſelben hält. Dieſe Verſchiedenheit rührt nach jenem Geologen beſonders von der ſchwachen Kraft her, welche dieſe Maſſen im Verhältniß zu den granitiſchen Ausbrüchen beſitzen.

Die Porphyrgänge ſtreichen im Allgemeinen parallel mit der Hebungsaxe in Cornwall und entfernen ſich nur wenig von dieſer Richtung; ſie fallen faſt immer unter einem Winkel von etwa 45° nach Norden. Da das Fallen der Erzgänge bei weitem geringer iſt, ſo durchſetzen ſie die letztern häufig in der Teufe. — Ihre Mächtigkeit wechſelt von 1 bis 60 Fathoms (à 6 Fuß); ihre Längenerſtreckung iſt nie beſtimmt, obgleich einer derſelben weiter als fünf engliſche Meilen verfolgt worden iſt. Sie liefern ſehr viel Bauſteine.

Faßt man die Charaktere dieſer Porphyre zuſammen, ſo ſieht man, daß ſie die Geſteinſchichten durchſetzen, daß ſie conſtantes

---

*) Dieſe Porphyre ſcheinen älter als die Steinkohlenformation zu ſeyn, denn man findet ſie in keinen Schichten, die jünger als der alte rothe Sandſtein ſind. Die in der Steinkohlenformation vorhandenen Trappgänge (Dykes) haben ein ganz anderes Anſehen, als der Elvan.

Streichen, Fallen und Mächtigkeit haben und daß ſie ſich ſehr weit erſtrecken. Alles dies beweiſt, daß ſie ſpäter als das umſchließende Gebirgsgeſtein entſtanden ſind und daß ſie mächtige Gänge in demſelben bilden.

Was nun das Alter dieſer Gänge betrifft, ſo nimmt Hr. Carne an, daß ſie älter als die Kupfergänge ſeyen, indem letztere dieſelben ſtets durchſetzen; allein er glaubt, daß ihr Alter in Beziehung zu den Zinngängen viel Ungewißheiten zeigt. Er iſt zu der Annahme geneigt, daß die Porphyrgänge zwiſchen den beiden Epochen gefüllt worden ſeyen, in denen, nach ihm, das Zinn abgeſetzt wurde.

Indem Hr. De la Beche alle dieſe Gänge aufmerkſam unterſuchte, fand er, daß alle, mit Ausnahme eines einzigen, älter als die Erzgänge ſind. Man darf daher annehmen, daß dieſe Ausnahme bei dem Gange der Polgoothgrube, von welcher wir bald näher reden werden, nur anſcheinend ſey, wovon man ſich nach dem oben Geſagten nähere Rechenſchaft geben kann.

Es ſey **A**, Fig. 18, Taf. 25 ein Gang von dichtem Porphyr (Elvan). Wir wollen annehmen, daß eine Kraft das Beſtreben habe, eine Spalte in der Richtung oder in dem Streichen von **F** zu öffnen, ſo könnte dieſelbe, zu der harten und dichten Maſſe **A** gelangt, dieſelbe auf eine gewiſſe Erſtreckung erſchüttern; ſtatt ſie aber in gerader Linie zu durchſetzen, würde ſie von dieſer um etwas abweichen und ſich nach dem Theile **M** wenden, wo ſie geringern Widerſtand findet. Die Kraft würde alsdann nach **F'** zu wirken fortfahren und es würde die Spalte **F F'**, nach dieſer Hypotheſe, älter als der Elvan zu ſeyn ſcheinen. Man muß alsdann ſehen, ob ein Gleiten des Gebirgsgeſteins auf der einen Seite des Gangs ſtatt gefunden hat.

Die Grube zu Trewiddanball, deren ſchon vorhin gedacht iſt, baut auf Stockwerken, welche durch die Vereinigung kleiner Zinnſteintrümer entſtehen, welche die Maſſe des Elvan nach allen Richtungen durchſetzen. Dieſe Trümer müſſen alſo jünger ſeyn, als der Elvan. Auf der jetzt verlaſſenen Grube Wherry fand eine ähnliche Art des Vorkommens ſtatt. — Dagegen liefert die Grube Polgooth ein Beiſpiel von dem Fall, wo Zinngänge vom Elvan durchſetzt werden. Dieſe Grube war früher eine der ergiebigſten in Cornwallis, mußte aber ſchon vor längerer Zeit verlaſſen werden, weil die Maſchinen das Waſſer nicht ſümpfen konnten; jetzt iſt ſie indeß ſeit einigen Jahren wieder aufgenommen. Nach Hrn. Hawkins iſt die dort vorkommende Gebirgsart Killas, deſſen Schichten weſtſüdweſtlich unter einem Winkel von 20 Graden einfallen. Der Hauptgang — polgooth lode — ſtreicht von Oſten nach Weſten des Compaſſes und iſt in dieſer Streichungslinie ſehr weit verfolgt worden. Er fällt gegen Norden und ſeine Neigung beträgt im mitt-

lern Durchſchnitt 6 Zoll auf das Lachter *), welches Fallen mit einem Winkel von 4½ Grad gegen die Vertikale, oder von 85½ Grad gegen die Horizontale übereinſtimmt. Seine Mächtigkeit iſt nicht bedeutend, beträgt an mehreren Stellen nur 6 Zoll und ſelten über 12 Zoll. Es gibt aber eine Stelle, wo der Gang durch die Vereinigung von unzählig vielen Trümern ſo mächtig wird, daß ſeine Mächtigkeit dort 10 bis 14 engliſche Fuß beträgt. Man hat beobachtet, daß einige von dieſen Trümern nur einige Lachter weit mit dem Gange ſich ſchleppen und dann wieder abſtreifen, wogegen andere dem Gange zuſcharende Trümer in weit größerer Länge mit ihm vereinigt bleiben. Dieſe den Hauptgang begleitenden Nebengänge nennt man Zubringer (**Feeders**), weil ſie die Metallführung des Hauptgangs, da wo ſie demſelben zuſcharen, gewöhnlich vermehren.

Der Polgoothgang durchſetzt mehrere andere Gänge, welche von NW. nach SO. ſtreichen (Fig. 23, Taf. 25) und welche ſehr reich an Zinnerz ſind. — Die beiden Theile oder Trume des einen von dieſen durchſetzten Gängen haben zwei verſchiedene Namen erhalten, der nördliche heißt **Polyer**, der ſüdliche **Screeds**. Das Streichen des Gangs läuft von NNW. nach SSO. und er fällt unter etwa 57° nach O. ab. — Die mittlere Mächtigkeit des Polyertrums beträgt 6 bis 7 Fuß und die des Screedstrums 3½ bis 4 Fuß. Seine im Allgemeinen ſehr feſte Maſſe beſteht aus Quarz und Chlorit. Man findet auf dieſen Gängen auch bedeutende 3 bis 4 Toiſen hohe und 2 oder 3 Toiſen breite Maſſen von dem das Gebirgsgeſtein bildenden Killas. — Das ſüdlichſte Trum, **Screeds**, iſt von dem Polgoothgang etwa 15 Fuß rechts, oder auf die Seite des ſtumpfen Winkels verworfen und eben ſo ein Gang (**St. Martins lode**) von bedeutender Mächtigkeit, der von dieſem Punkt abläuft, indem er mit dem Screedstrum ohngefähr einen Winkel von 22° macht.

Seitdem der Polgoothgang faſt ganz abgebauet, iſt der Hauptgang die **Vanvean-lode**. Er ſtreicht, wie der Elvangang, faſt von OS. nach WN.; ſeine Mächtigkeit beträgt nur 2, 3, 4 oder 6 Zoll, allein er iſt wegen ſeines großen Reichthums trotz dem ſehr ergiebig. — Er löſt ſich ſtets ſehr gut von dem Gebirgsgeſtein, gewöhnlich durch einen ſehr dünnen Lettenbeſteg getrennt. Er beſteht aus Quarz und aus vielem Chlorit, in welcher Grundmaſſe viele

*) Statt die Neigung eines Lagers oder eines Gangs durch den Winkel auszudrücken, den die Ebene des Lagers oder des Gangs mit der Horizontalebene macht, beſtimmen die Engländer dieſe Neigung gewöhnlich durch die Tangente des Winkels, welchen jene Ebenen mit den Vertikalebenen bilden, indem ſie ſich des Ausdrucks bedienen, daß ſich die Lagerſtätte von der Vertikale um ſo und ſo viel Zoll für das Lachter entferne, im vorliegenden Fall alſo 6 Zoll für das Lachter, **underlie six inches in a fathom**.

Zinnſteinkryſtalle nach allen Richtungen zerſtreut liegen. Hin und wieder wird er von kleinen Quarzgängen durchſetzt und verworfen; auch hat man in der Grube mehrere Trümer gefunden.

150 Toiſen von dem Polgoothgange tritt ſüdwärts ein mächtiger Elvangang auf, der weſtwärts ſtreicht. Er wird Elvan quarry genannt, da er Bauſteine liefert; er fällt 45° nach Norden ein, trifft den Banveangang in einer Teufe von 48 Toiſen und durchſetzt ihn nach einer horizontalen Linie, wie die Verwerfungsklüfte (Slides) genannten Lettengänge. Er veranlaßt eine Verwerfung. Der Elvangang iſt bis auf 76 Toiſen unter dem tiefen Stollen ausgerichtet; er hat eine gleichförmige Mächtigkeit von 7 Toiſen, durchſetzt das Screedstrum und verwirft es 15 Fuß auf der Seite des kleinſten Winkels. — Verfolgt man den Elvan noch weiter auf ſeiner Streichungslinie, ſo gelangt man zu ſeinem Durchſchnittspunkt mit dem St. Martinsgange. Dort ſind beide auf der Strecke von 45 Toiſen von einer ſaigern Lettenkluft (Hookan) durchſetzt, welcher mit dem Streichen des Elvan einen Winkel von ohngefähr 30° macht. Es entſteht dadurch eine bedeutende und ſehr verwickelte Verwerfung nach der linken oder nach der Seite des kleinſten Winkels.

Die Erzgänge werden von den ſie zerſetzenden Elvangängen auf verſchiedene Weiſe angegriffen; am gewöhnlichſten durchſetzen erſtere die letztern, ſo wie auch durch den Killas, ohne dem Anſchein nach verändert zu werden. Zuweilen werden ſie ſchmäler, ärmer und zertrümern ſich, oder der Gang wird im Gegentheil, wenn er in den Elvan tritt, mächtiger und reicher. Am häufigſten ſind die Erzgänge im Elvan reicher, als im Killas und dies ſteht mit den aus der elektro-chemiſchen Theorie von der Füllung der Gänge gemachten Folgerungen in Uebereinſtimmung. Jedoch täuſcht der Anſchein den Bergmann zuweilen; indem die Spalte durch den gewöhnlich dichten Elvan geht, zertheilt ſie ſich in viele kleine Trümer, die zuſammen ein gewiſſes Erzquantum enthalten, ohne jedoch zum Abbau geeignet zu ſeyn.

Auch der folgende Fall iſt vorgekommen: der Gang hat die auf Fig. 20, Taf. 25 angedeutete Form, d. h. wenn er zu dem Elvangang gelangt, verläßt er ſein Streichen, ſchart ſich auf einer gewiſſen Strecke mit jenem und durchſetzt ihn alsdann mit ſeinem frühern Streichen rechtwinklich. Das Erz, ſtatt ſich in dem Elvan zu vertheilen, wie es gewöhnlich der Fall iſt und wie es auch aus der elektro-chemiſchen Erklärung folgt, hat ſich bei a längs dem Elvan angehäuft, welches der Theorie nach daſſelbe iſt und die Bergleute ſagen mit Recht, daß der Gang im Elvan wenig ergiebig geweſen ſey. Die Kupfergrube Huel-Alfred zu Pillack liefert ein merkwürdiges Beiſpiel von dieſem Umſtande. Der Elvangang iſt 50 Fathoms mächtig; er läuft von Nordoſt nach Südweſt und fällt un-

ter 45° nach NW. ein. Der Erzgang, welcher unter einem Winkel von 18 bis 20° mit der Senkrechten nach Norden einfällt, führte in dem Killas ſehr wenig Kupfererze; ſobald er aber mit dem Elvan in Berührung kam, ſo wurde er reicher und ſein Reichthum nahm zu, je tiefer er in dieſes Geſtein eindrang. Seine in dem Killas 6 Fuß betragende Mächtigkeit ſtieg im Elvan bis auf 24 Fuß. In einer Tiefe von 120 Fathoms trat er aus dem Elvan wieder in den Killas und von dieſem Punkt ab verminderte ſich ſeine Mächtigkeit wieder nach und nach, ſo daß ſie in 150 Fathoms Teufe nur 10 Fuß betrug und eben ſo verminderte ſich auch ſein Erzgehalt, ſo daß er noch etwas tiefer als unbauwürdig verlaſſen werden mußte. Der im Elvan aufſetzende Theil des Gangs war ſo ergiebig, daß er eine Ausbeute von 140,000 Pfund Sterling geſchüttet hat.

In der Nähe der Oberfläche hat der Elvan eine faſt granitiſche Textur, allein an den tiefern Punkten nimmt er den Charakter eines wirklichen Feldſpathporphyrs an.

In einigen Gruben wird der Gang, wenn er in den Elvan tritt, nicht allein mächtiger und reicher, ſondern er hat auch noch kleine Nebentrümer, welche ſowohl im Hangenden als im Liegenden in den Elvan dringen. Die Zinngrube Huel-vor, im Kirchſpiel von Breage, gibt uns ein Beiſpiel von ſolch' einer Einrichtung. Der unter einem Winkel von 8 bis 9° mit der Senkrechten nach Norden einfallende Erzgang war im Killas ergiebig, wurde es aber noch mehr, da wo er in einen 20 Fuß mächtigen Elvangang eindringt. Er erlangte dort eine Mächtigkeit von 5 Fuß, wogegen ſie im Killas nur 2 Fuß beträgt und im Elvan hat er außerdem eine ſolche Menge von Trümern, daß deſſen ganze Maſſe von Zinnerz durchdrungen iſt, ſo daß der zinnführende Elvan in einer Mächtigkeit von 20 Fuß abgebaut wurde. An der Oberfläche ſcheint der Elvan dieſes Gangs aus zerſetztem Feldſpath und aus Quarz zu beſtehen; an den tiefſten Punkten iſt jener dicht und an andern theilbar.

In der Kupfergrube Huel-Fortune, im Kirchſpiel Ludgran, wird der Gang, indem er den Elvan durchſetzt, an einigen Punkten mächtiger und reicher; an andern Punkten zertheilte ſich derſelbe in viele kleine Trümer (Strings), die ebenfalls reich genug ſind, um faſt eben ſo ergiebig zu ſeyn, als der Gang. Obgleich der Elvan in den obern Teufen ſehr zerſetzt iſt, ſo wird er doch auf der tiefſten Strecke ein Feldſpathporphyr.

### Von den Erzgängen insbeſondere.

Es iſt ſchon bemerkt, daß das Streichen von einem großen Theil derſelben oſtnordöſtlich iſt. Zuweilen ſind ſie ſaiger; am häu-

ſigſten wechſelt aber ihr Fallen bis 20° nördlich oder ſüdlich; ſehr ſelten überſteigt es 45°.

Alle durchſetzen ohne Unterbrechung den Granit, den Killas und den Elvan; nur dann, wenn ſie die Grenze dieſer beiden Felsarten unter ſehr ſpitzen Winkeln durchſetzen, werden ſie etwas abgelenkt.

Ihre Mächtigkeit iſt ſehr verſchieden, beſonders wenn die metalliſche Materie und ihre Gangart als Trümer in dem Gebirgsgeſtein vertheilt ſind.

Es gibt keinen recht ſcharfen Unterſchied zwiſchen den ſogenannten Kupfer= und zwiſchen den Zinngängen; denn viele Gänge führen beide Erze zugleich. In dieſem Fall kommt das Zinnerz gewöhnlich in den obern Teufen des Gangs vor, ſo daß mehrere ehemals reiche Zinnerzgruben jetzt in bedeutenden Teufen auf Kupfererzen bauen. Jedoch gilt dies nicht als allgemeine Regel. In der Dolcoathgrube z. B. findet man das Zinn unter dem Kupfer mehr als 200 Fathoms unter Tage und daſſelbe iſt in Cooks=Kitchen der Fall.

Man hat auch die Bemerkung gemacht, daß ſehr viele Kupfergänge, da wo ſie ſich dem Granit nähern, Zinnerze führen.

Kommen Zinn und Kupfer in gleicher Teufe vor, ſo bemerkt man ein Beſtreben dahin, daß beide Metalle die entgegengeſetzten Seiten des Gangs einnehmen und Hr. Fox bemerkt, daß nicht ſelten beide Erze durch Trümer von Quarz und andern erdigen Subſtanzen getrennt ſeyen.

## Von den Zinnerzgängen.

Dieſe ſind die älteſten Erzgänge in Cornwall. Ein Durchſchnitt der Baue von der Trevannancegrube (Fig. 21, Taf. 25) zeigt uns dieſe Verhältniſſe. Man ſieht hier auch, daß die Zinngänge durch die Kupfergänge abgeſchnitten werden, welches beweiſt, daß jene die ältern ſind.

Die Zinnerzgänge ſtreichen gewöhnlich von Nordnordoſt nach Südſüdweſt, indeß gibt es auch einige, die von Oſten nach Weſten ſtreichen und andere, welches jedoch höchſt ſelten der Fall iſt, ſtreichen von Nordoſt nach Südweſt. Der Fallungswinkel wechſelt von 31 bis 72°. Ihre Erſtreckung nach der Richtung des Streichens und Fallens iſt eben ſo wenig als bei den andern Gängen bekannt. Die Mächtigkeit wechſelt von einigen Linien bis zu mehreren Fußen; im mittlern Durchſchnitt beträgt ſie 2 bis 4 Fuß; allein ſie iſt nicht gleichbleibend, indem ſie zuweilen geringer, zuweilen größer wird. Die Ausfüllung iſt bei den Zinnerzgängen beider Syſteme dieſelbe. Die Gangart iſt Quarz, Chlorit, Quarz und Turmalin, Quarz und Chlorit, oder Quarz und Glimmer, zuweilen kommen dieſe Gangarten alle auf einem und demſelben Gange vor. Viele Gänge

in der Gegend von St. Juſt haben auch theilweis eine Ausfüllung von zerſtörtem Granit; zuweilen kommt auch Flußſpath mit den Zinnerzen vor. Außer dem Zinnſtein führen dieſe Gänge Metalle, die als die älteſten angeſehen werden, nämlich Wolfram, arſenikſaures Eiſen und Kupfer, phosphorſaures Kupfer, gediegenen Nickel, Wismuth, Uran u. ſ. w. Aber auch Kupferkieſe, welche eigentlich einer ſpätern Ablagerung angehören, kommen oft ſo häufig vor, daß die Zinngrube als eine Kupfergrube angeſehen werden kann. Die Metallführung der Gänge iſt jedoch nicht gleich bleibend; einige haben in oberer, andere in größerer Teufe die reichern Anbrüche.

Im Granit ſetzen, wie bereits erwähnt, mehr Zinngänge auf, als im Killas, aber die im Killas ſind gewöhnlich ungleich reicher. Weil das Hauptvorkommen der Zinnerze eigentlich auf der Scheide zwiſchen Granit und Killas ſtatt findet, ſo ſetzen die Gänge häufig aus einer Gebirgsart in die andere. Bei dieſem Uebergang erleiden die Gänge gewöhnlich weder im Streichen, noch in der Metallführung eine Veränderung. Zuweilen tritt aber doch ein ſolcher Fall ein. Die Gänge bei St. Juſt, beſonders die zu Bottalack, ſind auf der Gebirgsſcheide viel reicher, als irgend wo anders. In der Gegend von Breage ſchneiden ſich die im Granit aufſetzenden Gänge faſt gänzlich am Killas ab, wogegen an andern Stellen, z. B. bei Carleen, die Gänge nur ſo lange metallführend ſind, als ſie ſich im Killas befinden und ſich beim Eintreten in den Granit völlig zertrümern.

Wenn die Zinngänge einander durchſetzen, oder von Eiſenerzgängen, die dort die Weiſer (guides) genannt werden, ſo erleidet die Metallführung der Gänge ebenfalls eine Veränderung. Die Bergleute zu St. Juſt wiſſen aus vielfachen Erfahrungen, daß der Winkel, unter welchem das Durchſetzen erfolgt, den Gang veredelt oder ärmer macht. Ein Winkel von 45 Graden ſcheint ſich indifferent zu verhalten, ſo auch wenn der Winkel, den beide Gänge mit einander machen, größer als 45 Grad iſt. Man rechnet dann nicht auf eine Veredlung des Gangs, wohl aber, wenn der Winkel kleiner iſt, beſonders zwiſchen 20 und 30 Graden. Beim erſten Blick erſcheint dies Verhalten auffallend; man darf aber nur berückſichtigen, daß diejenigen Gänge, welche unter einem kleinern Winkel zuſammentreffen, ſich länger mit einander ſchleppen und dann mächtiger werden, wie Fig. 24, Taf. 25 zeigt. Jedoch leidet dieſe ziemlich allgemeine Regel doch auch Ausnahmen.

Vergleicht man das Verhalten der Cornwalliſer Gänge mit dem der Sächſiſchen Zinnerzgänge, ſo findet ſich doch eine große Uebereinſtimmung. Auch in Sachſen kommen die Zinnerze in Lagern, Stockwerken und auf Gängen vor und ſind nicht eigentlich in der Maſſe des Granits eingeſprengt. Dieſe drei Arten des Vorkommens in Sachſen ſtimmen mit denen in Cornwallis genau überein; aber

dort ſcheint das Gneisgebiet am mehrſten zinnerzführend zu ſeyn. Dieſe Gebirgsart, welche alle Geognoſten für ein Uebergangsgebirge aus dem Granit in den Schiefer halten, entſpricht, was das Lagerungsverhältniß zu dem Granit betrifft, dem Killas von Cornwallis. Hier fehlt der Gneis als das verbindende Glied. In beiden Ländern beſchränkt ſich das Vorkommen der Zinnerze auf die äußerſten Glieder der granatiſchen und derjenigen grauwackenartigen Formation, welche den Schiefer unmittelbar bedeckt, denn weder dort noch hier hat man ein Beiſpiel, daß Zinnerze in der Uebergangsgrauwacke vorgekommen wären. Eine andere Uebereinſtimmung beſteht darin, daß auch in Sachſen mehrere Zinnſtöcke im Porphyr vorkommen, vorzüglich zu Altenberg, welcher ſehr wahrſcheinlich dem Elvan in Cornwallis entſpricht. — Auch zu Pyriac, an der Küſte der Bretagne, läßt ſich ein ähnliches Verhalten nachweiſen. Die ganze Küſte, von St. Nagaire bis Penhareng, einem Städtchen, 2 Kilometer weſtlich von Pyriac, beſteht aus Granit, der von einer Schieferformation bedeckt wird. In den letzten 400 Metern der Granitformation zeigen ſich die Zinnerze und kommen noch in den Schiefern über Pyriac hinaus vor. Bis jetzt ſind ſie aber nur in kleinen unzuſammenhängenden Lagern, den Tin floors von Cornwallis vergleichbar, gefunden worden. Irre geleitet durch die Lagerſtätte der Zinnerze, hat man ſie hauptſächlich im Granit verfolgt, ſtatt daß man ſie nothwendig im Schiefer ſuchen müßte. Dies Vorkommen der Zinnerze in den jüngſten Formationen des Granits ſtimmt mit der von dem Hrn. v. Humboldt in ſeinem Essai géognostique sur les roches aufgeſtellten Anſicht überein, daß der zinnerzführende Granit zur jüngſten dieſer Formation gehört.

## Von den älteſten Kupfererzgängen.

Das Streichen der Kupfererzgänge iſt ſehr verſchieden; das mittlere nähert ſich, wie ſchon bemerkt, der Linie von ONO.

Die Mächtigkeit dieſer Gänge überſteigt 6 Fuß nicht, zuweilen thun ſie ſich bis zu 12 Fuß auf. Ihre ſtreichende Erſtreckung iſt nicht bekannt; der Gang, worauf die Grube United-Mines baut, iſt ſchon auf 7 engliſche Meilen ausgerichtet.

Das am häufigſten vorkommende Kupfererz iſt der Kupferkies. Auf einigen Gruben, beſonders bei Redruth, findet man auch Kupferglanzerz oder Schwefelkupfer, ſowohl kryſtalliſirt als derb, in hinlänglich bedeutender Menge, um als Erz benutzt zu werden. Man findet es hauptſächlich in Cooks-Kitchen, Tincroft und Dolcoath. Zufällig kommt auch

Fahlerz vor, vorzüglich in der Nähe von St. Auſtle. Tennantit in ſehr ſchönen kleinen Kryſtallen bei Redruth, auf der Scheide des Granits und Schiefers, ſo wie auch zu St. Day.

Rothkupfererz und gediegen Kupfer findet ſich beſonders auf den conſolidirten Gruben, auf Wheal-Buller und in andern Gruben bei Redruth.

Kupferlaſur und Malachit.

Phosphorſaures Kupfer in geringer Menge.

Arſenikſaure Verbindungen wenigſtens in vier verſchiedenen Gattungen, namentlich zu Huel-Muſtrell, Huel-Gorland und Huel-Unity.

Von den übrigen metalliſchen Subſtanzen kommen hauptſächlich Schwefel- und Arſenikkies (Muudic), ſo wie Blende (black Jack) häufig vor.

Die Gangart iſt gewöhnlich der Quarz, zuweilen von grünlicher Farbe; zuweilen, beſonders zu Wheal-Gorland, Wheal-Unity und Poldice, kommt aber auch Flußſpath vor.

Die mineralogiſche Structur und Zuſammenſetzung dieſer Gänge wechſelt auf eine bemerkenswerthe Weiſe; man könnte ſie vielleicht nach ihren Characteren ſehr zweckmäßig von einander unterſcheiden. Zuweilen beſteht der Gang hauptſächlich aus eckigen Bruchſtücken einer grünlichen Subſtanz, welche Aehnlichkeit mit dem Gebirgsgeſtein haben und wahrſcheinlich aus dieſer Felsart im veränderten Zuſtande beſtehen; denn an einigen Punkten beziehen ſich ihre Umriſſe ſehr gut auf die des Hangenden und des Liegenden. Alle dieſe Bruchſtücke werden durch mehr oder minder ſtarke Quarztrümer, in denen Kupferkies unregelmäßig eingeſprengt iſt, mit einander verbunden.

Die meiſten Kupfergänge haben kleine Thongänge zu Begleitern, welche die Bergleute fluckan of the lode nennen. Häufig kommen ſie im Hangenden und Liegenden des Gangs vor und entſprechen alsdann den Wernerſchen Saalbändern (?); zuweilen befinden ſie ſich aber nur im Liegenden oder im Hangenden und wechſeln dann häufig nach beiden Seiten der Fallungsebene ab; oder ſie ſind von dem Hauptgang auch wohl durch einen Zwiſchenraum von mehrern Metern getrennt und vereinigen ſich dann bald mit ihm.

Bei einigen Gängen findet aber das ſonderbare Verhalten ſtatt, daß der Gang nur auf der Seite, wo er von dem durchſetzenden getroffen wird, metallführend iſt und auf der entgegengeſetzten völlig taub. Daß ſich zwei Kupfergänge auf eine gewiſſe Erſtreckung nach der ſtreichenden Richtung mit einander ſchleppen, wodurch alsdann die Mächtigkeit ſehr zunimmt (Fig. 24, Taf. 25), iſt in Cornwallis eine ſeltene Erſcheinung. — Gänge, die in obern Teufen taub ſind, werden in größern Teufen zuweilen edel und dann nimmt die Veredlung nach und nach zu. Die Beſchaffenheit der Gangart ändert ſich zwar nicht gänzlich, aber es kommen doch einige Abweichungen vor. So wird z. B. der Quarz, ſtatt feſte Maſſen zu bilden, zuweilen nach allen Richtungen zerſpalten und zertrümmert

und zeigt dann viele Höhlungen, wie dies unter andern auf der Grube United-Mines zu beobachten iſt. In andern Fällen wird das Verhältniß des einen Theils der Gangart größer; wenn dieſe z. B. aus einem Gemenge von Quarz und Chlorit beſteht, ſo nimmt der erſtere nach und nach ab und die Gangart wird zuletzt faſt reiner Chlorit. Auch auf den Zinnerzgängen kommt ein ſolches Verhalten nicht gar ſelten vor.

Aus ſehr langer Erfahrung weiß man, daß die Kupfererzgänge, welche im Zinnerzdiſtrikt aufſetzen, die reichſten und ergiebigſten ſind.

Wir haben ſchon bemerkt, daß die Zinngänge älter als die Kupfergänge ſeyen; letztere ſind dagegen älter, als die Durchſetzer oder Quergänge und die Lettenklüfte, denn ſie werden von den letztern beiden ebenfalls durchſetzt. Die Figg. 19, 22, 25, 26, 27 und 28, Taf. 25, welche Grundriſſe von Gruben vorſtellen, zeigen dieſes Verhältniß.

## Von den Quergängen (cross-courses).

Die Gangausfüllung beſteht zuweilen ganz aus Quarz; oft kommt aber auch viel Thon vor. Sie ſind viel mächtiger, als die Zinn- und Kupfererzgänge, denn die mittlere Mächtigkeit beträgt 6 Fuß und ſteigt bis 36 Fuß. Zuweilen ſtreichen ſie von Süden nach Norden, oder auch von Südweſt nach Nordoſt; am häufigſten aber von Südoſt nach Nordweſt. Dieſe Quergänge verurſachen häufig große Koſten, weil ſie die Gänge ſtark verwerfen, verunedeln und zuweilen ganz taub machen; auch pflegen ſie viel Waſſer zu führen. — Unter dieſen Quergängen iſt beſonders derjenige merkwürdig, welcher von Porthtowan an der Nordküſte von Cornwallis am Briſtoler Kanal, bis zur Südküſte la Manche, nämlich bis zur Bucht von Falmouth verfolgt worden iſt, folglich die ganze Halbinſel in der Richtung von Nordnordweſt nach Südſüdoſt durchſetzt. Er verwirft alle metallführenden Gänge und zwar diejenigen, welche öſtlich einfallen, um 60 Lachter und diejenigen, welche weſtlich einfallen, um 18 Lachter.

Zu dieſer Art von Gängen gehören ohne Zweifel die mächtigen Gänge, welche in der Richtung von Norden nach Süden im Kirchſpiel St. Juſt aufſetzen und welche die Bergleute Weiſer (guides) nennen, weil ſie Zinnerzgänge zu finden hoffen, wenn ſie dieſen Gängen nachgehen. Richtiger würde man ſie eiſenerzführende Gänge nennen, denn ſie führen ſehr viel Eiſenoxydhydrat, Brauneiſenſtein und ſogar Eiſenglanz. Zwei von dieſen Gängen kennt man auf eine Erſtreckung von 3 Meilen und einen hat man 5 Meilen weit verfolgt.

Dieſe Quergänge führen gewöhnlich kein Zinn- und Kupfererz. Auf der Zinngrube Polgooth ſteht aber auch ein Quergang im Abbau, welcher viel Zinnerze führt, und die Grube Huel-music und Huel-jubilee haben Quergänge im Abbau, die ebenfalls erzführend ſind. — Sonſt ſind es Bleierze, die auf den Quergängen eigentlich vorkommen. Bei Truro werden Bleierze auf dieſen Gängen, welche von Norden nach Süden ſtreichen, gewonnen. Die Bleiglanzgänge in der Gegend von Taviſtock ſind ebenfalls von dieſer Art. Auf den zu dieſem Syſtem gehörenden Gängen kommen auch, wiewohl nur ſelten, Kobalterze, Grauſpiesglanzerz, Bournonit, Silberſchwärze und gediegen Silber vor.

Die Fig. 19, 26 und 27, Taf. 25 zeigen die Durchſetzung der ältern durch die Quergänge.

Hr. De la Beche fand in Devonſhire, daß die Kreideformation von Verwerfungen durchſetzt werde, welche daſſelbe Streichen, als dieſe Quergänge haben und er hält alſo dieſe ebenfalls für jünger, als jene Formation.

## Von den Thongängen.

Man unterſcheidet zwei Arten, nämlich die **cross-fluckans** und die **slides**. — Die erſtern wechſeln in der Mächtigkeit von einigen Linien bis zu 9 und 10 Fußen ab. Sie führen niemals Waſſer, ſie mögen ſo mächtig ſeyn, wie ſie wollen und daher ſind ſie beim Grubenabbau von keinem Nachtheil. Ihr Hauptſtreichen iſt von Norden nach Süden und ihr Einfallen gegen Oſten. Sie durchſetzen und verwerfen alle Gänge, mit Ausnahme der **slides**, wie man in den Figg. 22, 25, 26 und 27, Taf. 25 ſieht.

Die **slides** bilden ohne Zweifel die jüngſte Klaſſe von den wirklichen Gängen, denn ſie verwerfen alle Gänge, welche ſie durchſetzen. Die Gangausfüllung beſteht aus Thon, in einem viel erdigern Zuſtand, als bei allen übrigen Gängen. Im Allgemeinen ſtreichen ſie mit den Kupfer- und Zinngängen faſt parallel. Sie haben eine ſehr geringe Mächtigkeit, die ſelten die von einem Fuß erreicht; auch haben ſie nur ein ſchwaches Fallen, daher der Name **slides**, von gleiten oder glitſchen.

## Allgemeine Bemerkungen über die Cornwalliſer Gänge.

Nach den verſchiedenen Anſichten, welche die Geognoſten von der Gangbildung ſich gemacht haben, ſollen dieſelben in größerer Teufe an Mächtigkeit zunehmen, oder ſich umgekehrt ganz auskeilen. In Cornwallis kommen für beide Fälle häufig Beiſpiele vor. — Entweder ſind die Gänge in der Teufe mächtiger, wie in der Grube

Huel-Abraham, oder es zeigt ſich dieſe größere Mächtigkeit in einer gewiſſen obern Teufe. — Ein Gang kann durch den andern bekanntlich ſowohl nach der Richtung des Streichens, als nach der des Falles verworfen werden. Die Cornwalliſer Bergleute haben für beide Arten von Verwürfen beſondere Ausdrücke; von einem Gange, der nach der Richtung des Fallens verworfen wird, ſagen ſie: he is heaved, und für den nach der Richtung des Streichens verworfenen Gang: he is started. — Die Richtung des jedesmaligen Verwerfens zu kennen, iſt für den Bergmann und den Geognoſten von gleichem Intereſſe. In Sachſen nimmt man als allgemeine Regel an, daß die Verwerfung nach der Seite des ſtumpfen Winkels erfolgt. Dies iſt auch der gewöhnliche Fall in Cornwallis, und je ſtumpfer der Winkel iſt, deſto größer iſt der Verwurf.

Der große Kupfergang Carharack im Kirchſpiel Gwennap gibt ein lehrreiches Beiſpiel von Durchſetzungen. Der Gang iſt 8 Fuß mächtig; er ſtreicht faſt genau von Oſten nach Weſten und fällt gegen Norden mit etwa 2 Fuß auf das Lachter (70 Grad). In der obern Teufe ſteht er im Killas, in der größern Teufe ſetzt er im Granit auf. Dieſer Gang wird zwei Mal durchſetzt; das eine Mal durch den Gang stevens fluckans, der von Nordoſt nach Südweſt ſtreicht und den Gang um mehrere Lachter verwirft. Das andere Mal durch einen andern Gang, deſſen Streichen mit dem des erſten Gangs faſt einen rechten Winkel macht und durch welchen der Gang um 20 Lachter gegen die rechte Seite verworfen wird. Das verworfene Gangſtück befindet ſich alſo das eine Mal auf der linken und das andere Mal auf der rechten Seite, aber in beiden Fällen erfolgt der Verwurf nach der Richtung des ſtumpfen Winkels. Dies Verhalten iſt ſehr eigenthümlich, indem ein Theil des Gangs gehoben, der andere geſunken zu ſeyn ſcheint.

Auf der Kupfer- und Zinngrube Huel-peever, Fig. 29, Tafel 25, kommt ein ähnliches Beiſpiel vor. Die Grube baut auf zwei Gängen im Killas, die von Oſten nach Weſten ſtreichen, ſich aber einander zufallen. Der nach Norden einfallende Gang iſt ein Zinnerzgang; der nach Süden einfallende ein Kupfererzgang, der den erſtern durchſetzt und verwirft. Nach dieſem Verwurf findet ein zweiter durch einen Thongang ſtatt, der beide Gänge trifft. Die zu jener Zeit wirkende Kraft bewirkte aber eine Verſchiebung nach entgegengeſetzter Richtung, ſo daß in einem kleinen Raum zwei Gegenſtücken vorkommen, von denen das eine gehoben, das andere geſunken zu ſeyn ſcheint. Das zwiſchen beiden Verwürfen befindliche Gangſtück iſt ſehr mächtig und die Gangausfüllung befindet ſich in einem ſehr geſtörten Zuſtande.

**Unterſuchung der hauptſächlichſten Umſtände, welche auf den Reichthum der Cornwalliſer und anderer Erzgänge einwirken.**

Unſere Begriffe über dieſen Gegenſtand ſind offenbar noch zu unbeſtimmt, denn es iſt ſehr ſchwierig, unter Tage gut zu beobachten, auch ſind bis jetzt vielleicht noch nicht alle Umſtände mit der gehörigen Sorgfalt unterſucht worden. Wir wollen die für Cornwall beſtätigten Thatſachen hier mittheilen, wobei wir die Unterſuchungen des Hrn. Fr. Burr benutzen, der ſich mit der Zuſammenſtellung dieſer Beobachtungen beſchäftigt hat. Obgleich nun einige von den Reſultaten ſehr gewagt ſind, ſo enthalten ſie doch auf der andern Seite Wahrheiten, die von dem Bergmann, ſo wie von dem Theoretiker wohl zu berückſichtigen ſind.

Der leichtern Ueberſicht wegen theilen wir dieſe Umſtände in drei Klaſſen:

1) die, welche den Gängen ſelbſt eigenthümlich ſind;

2) die mit dem Scharen, Durchſetzen und der relativen Lage der Gänge verbundenen;

3) die von der Veränderung des Gebirgsgeſteins, in denen die Gänge aufſetzen, veranlaßten Umſtände.

## 1) Von den den Gängen ſelbſt eigenthümlichen Umſtänden.

Im Allgemeinen iſt ein zu flaches Fallen des Gangs ſeiner Erzführung entgegen und der berühmte Gang von Wheal-Frinſhip in Devonſhire, der ein mittleres Fallen von 45° hat, muß als eine ſeltene Ausnahme von dieſer Regel angeſehen werden. Zuweilen hat ein und derſelbe Gang ein ſehr verſchiedenartiges Fallen an verſchiedenen Punkten und alsdann bemerkt man ſtets, daß die ſaigerer fallenden die erzreichſten ſind. Dieſe ſchon ſeit langer Zeit gemachte Beobachtung ſtimmt mit der Idee überein, daß die metalliſche Subſtanz zuvörderſt in irgend einem Zuſtand in dem Gebirgsgeſtein enthalten geweſen ſey; denn alsdann muß die Menge dieſer Materien, auf die Einheit der Länge vertheilt, im umgekehrten Verhältniß des Fallens ſtehen.

In Beziehung auf die Mächtigkeit ſagt man, daß bei einem und demſelben Gange die mächtigſten Punkte auch die ergiebigſten ſeyen; allein man darf hierauf nicht mit zu großer Sicherheit bauen.

Ein bei den Cornwalliſer Kupfergruben ſehr zu beobachtender Umſtand iſt das Vorkommen eines eiſenſchüſſigen ockrigen Letten, dort **gossan** genannt, in den obern Teufen der Gänge. Dieſe bald zerreibliche, bald derbe und im Allgemeinen aus einem verſchiedenartigen Gemenge von Quarz und braunem Eiſenoxyde beſtehende

Subſtanz findet ſich im Ausgehenden faſt aller Kupfererzgänge und wird bei der Ausrichtung als eine entſchiedene Anzeige von dem, was der Gang produciren wird, gehalten. Die günſtigſte Beſchaffenheit des Goſſan iſt die ockrige und zerreibliche, hauptſächlich wenn er Kupfer in irgend einem Zuſtand enthält; in der berühmten Grube Old-Erinnis bei St. Auſtle kommt er jedoch derb vor. In dem Bergwerksbezirk der Tamar haben die Goſſangänge in einer geringen Teufe eine bedeutende Quantität Silber hervorgebracht, welches wie zu Huelgoat in der Bretagne in feinen Theilchen darin vertheilt war. Zuweilen findet man auch Zinnſtein in dem Goſſan. Bemerkenswerth iſt es aber, daß ſich dieſe Subſtanz, welche ſo charakteriſtiſch für alle Kupfergänge, nur ſehr ſelten, wenn überhaupt je, auf den Zinngängen vorgekommen iſt. Es ſtimmt dies mit der Annahme überein, daß dieſes Eiſenoxyd von der Zerſetzung des Kupferkieſes herrührt. — Die deutſchen Bergleute halten das Vorkommen des Goſſan auch für ſehr wichtig für die Kupfergänge und nennen ihn den *eiſernen Hut* derſelben.

Die Zertrümerung eines Gangs veranlaßt gewöhnlich eine Verminderung des Erzreichthums, beſonders wenn dieſe Zertrümerung nach dem Fallen und nicht im Streichen erfolgt; das Umgekehrte findet beim Scharen mehrerer Trümer ſtatt. Die Beobachtungen *Humboldts* in den Bergwerken der Veta madre in Guanaxuato beweiſen daſſelbe; da wo ſich die drei Trümer des Gangs vereinigen, erreicht derſelbe eine Mächtigkeit von 70—80 Fuß und wird außerordentlich reich.

Die Ergiebigkeit der verſchiedenen Theile des Gangs ſcheint durch ihre Teufe unter der Erdoberfläche einen Einfluß zu erleiden. Von den vielen, ſehr verwickelten Fällen glaubt Hr. *Burr* die folgenden beiden Regeln ableiten zu können, die wenigſtens für Cornwall ſehr gut gelten.

1) Der Erzreichthum nimmt bis zu einer gewiſſen Teufe zu, wo er faſt ſtationär bleibt, worauf er nach der Teufe zu nach und nach ärmer wird, ſo weit dies wenigſtens durch die tiefſten Gruben nachgewieſen werden kann.

2) Es gibt Fälle, in denen der Gang von Tage herein reich iſt und er behält dieſe Ergiebigkeit bis zu einer gewiſſen Teufe, die weit geringer als in dem erſtern Fall iſt; darauf nimmt die Ergiebigkeit ab.

So finden ſich z. B. in dem berühmten Bergwerksbezirk von Gwennap die Erze erſt in einer Teufe von 250—300 Fuß unter Tage und die Gruben ſind 1200 und einige ſelbſt 1800 Fuß tief. In der Nachbarſchaft von St. Auſtle dagegen kommen die Erze gewöhnlich nur wenige Fuß unter der Oberfläche vor, allein die Ergiebigkeit der Gruben hat 550—600 Fuß unter Tage bedeutend abgenommen.

Digitized by Google

## 2) Von den auf die Ergiebigkeit der Gänge einwirkenden Umſtänden, die ſich auf die Scharung, auf das Durchſetzen und auf die relative Stellung anderer Gänge beziehen.

Wir bemerkten ſchon weiter oben, daß das Scharen zweier Trümer oder Gänge gewöhnlich einen günſtigen Einfluß auf deſſen Erzreichthum habe. Jedoch hat man auch zuweilen eine Verminderung deſſelben wahrgenommen, wenn die beiden Gänge ein verſchiedenes Fallen hatten.

Das Durchſetzen des einen Gangs von einem andern hat einen großen Einfluß auf ſeine Erzführung und man kann im Allgemeinen annehmen, daß er in der Nähe des Kreuzes am reichſten ſey. So durchſetzt der große von N. nach S. ſtreichende Quergang im Kirchſpiel Gwennap zahlreiche, von O. nach W. ſtreichende Gänge und veredelt ſie und auf dem Quergange bauen die reichen conſolidirten, unirten, Wheal-gorland-, Wheal-unity-, Wheal-jewel u. ſ. w. Gruben. Man nennt auch dieſen großen Quergang den Vater aller Gänge von Gwennap.

Was nun die Farbe des Gebirgsgeſteins oder die daſſelbe färbende Subſtanz betrifft, ſo gibt es auch einige locale Regeln. Im Kirchſpiel von Gwennap kömmt eine röthliche Killasbank vor, in welcher die Kupfergänge ſtets taub wurden; zu Godolphin waren die Gänge im blauen Killas ergiebig und im dunkelfarbigen arm; zu Poldice und Huel-fortune fand daſſelbe Verhältniſſe ſtatt und überhaupt iſt es Regel des Cornwalliſer Bergmanns, daß der hellfarbige Killas erzreicher, als der dunkelfarbige ſey. — Eine Menge anderer Cornwalliſer Gänge ſtehen in einem ähnlichen Verhältniß, allein es würde zu weit führen, ſie alle namhaft zu machen. Dolcoath, Cook's-Kitchen, Great-crinnis, Pembrock ſind die hauptſächlichſten. Die reichen Lagerſtätten von Wheal-frienſhip bei Taviſtock, welche eine Ausbeute von mehreren Millionen Thalern geſchüttet haben, waren Kreuzpunkte.

Es gibt einige eigenthümliche Anomalien, die wir hier noch erwähnen müſſen; dahin gehört, wenn ein Gang blos auf einer Seite erzführend und auf der andern ganz taub iſt. Dies iſt z. B. zu Wheal-jewel und Tolcoron bei Redruth der Fall.

Was nun endlich die relative Stellung der andern Gänge betrifft, ſo kann man ſagen, daß, wenn ein Gang an einem Punkt reich iſt, man Anbrüche an den jenem gegenüber liegenden erwarten darf; woher das Sprichwort der Cornwalliſer Bergleute: **Ore against ore**, Erz gegen Erz.

### 3) Einfluß eines Wechſels oder einer Veränderung des Gebirgsgeſteins.

Man hat häufige und ſehr augenſcheinliche Beiſpiele von dieſer Art des Einfluſſes auf plötzliche Erhöhung oder Verminderung des Erzreichthums, wenn ein Gang aus einer Felsart in die andere tritt oder ſelbſt dann, wenn dieſelbe nur ihre Beſchaffenheit verändert.

In Cornwall finden ſich die meiſten bedeutenden Erzniederlagen in der Nachbarſchaft der Grenze von Granit und Killas concentrirt. In der Gegend von St. Agnes und von Polgooth liegen freilich die Gruben in einiger Entfernung von dem Granit; allein der Diſtrikt iſt von einer ungeheuren Maſſe von Feldſpathporphyr (elvan) durchſetzt, der einige Aehnlichkeit mit dem Granit hat, ſo daß man das erwähnte Geſetz noch bis dahin ausdehnen kann.

Geht man auf Einzelnheiten ein, ſo findet man gewiſſe Thatſachen, welche nicht damit in Uebereinſtimmung ſtehen. So iſt der Elvangang von Great-work nur im Granit ergiebig, während die an 600 Lachter davon entfernt liegenden von Wheel-vor gänzlich im Schiefer aufſetzen und vom Granit abgeſchnitten werden. Die reichen Kupfererzlagerſtätten, welche zu Penſtrathal und zu Treſavean abgebaut werden, ſetzen im Granit auf, die der conſolidirten und unirten Gruben dagegen im Killas. Die ungeheure Menge von Kupfererz zu Wheal-Alfred, eine der reichſten Gruben in Cornwall, war in einem mächtigen Elvangang concentrirt und zu Laneſcot war der Talkſchiefer (Greenstone) ſehr ergiebig. In den Umgebungen von St. Auſtle iſt das Zinn in bemerkenswerther Menge im Granit verbreitet, während die beiden reichſten Gruben des Bezirks, Charlestown und Polgooth, im Killas bauen ꝛc.

Man findet daher dort einen Gegenſatz von dem, was man gewöhnlich in den minder alten Felsarten, z. B. in Cumberland beobachtet, wo die Gänge in gewiſſen Arten von Geſteinen reicher werden. Nach dieſer ſich in Cornwall zeigenden Abweichung, ſo wie in Folge der von ſehr verſchiedenartigen Geſteinen, wie Granit und Schiefer, hervorgebrachten analogen Wirkungen ſcheint es, daß dieſelben, ſtatt auf die Gänge einen poſitiven Einfluß auszuüben, der z. B. von ihrer chemiſchen Zuſammenſetzung herrührt, vielmehr durch ihre Beſchaffenheit einwirken. Hr. R. Fox nimmt in ſeiner Theorie an, daß dieſe Abweichungen daher rühren, weil gleiche Geſteine in einem verſchiedenen elektriſchen Zuſtande vorhanden waren.

Auch die Härte des Geſteins ſcheint einen Einfluß auf die Lage der ergiebigen Theile der Gänge zu haben. Das Geſtein ſey nun, welches es wolle, ſo wird der Gang gewöhnlich in weicherm edler, als in härterm. Zu Penſtrathal finden ſich die ergiebigern Punkte mitten im zerreiblichen Granit, der in dem feſten eingelagert iſt.

Aehnliches beobachtet man zu Wheal-ſquire, deren Gang theils in einem derben, theils in einem ſehr weichen Schiefer auffeßt, ſo wie auch bei dem Gange von Wheal-Alfred, der durch theils feſte, theils weiche Elvangänge abgeſchnitten wird.

Die Bergleute haben auch Beobachtungen in Beziehung auf die mineralogiſche Struktur des Gebirgsgeſteins angeſtellt.

### 4) Annahme über die Ausfüllung der Erzgänge.

Da über dieſen Gegenſtand eine große Dunkelheit herrſcht, ſo dürfte es nicht unzweckmäßig ſeyn, hier einige Bemerkungen darüber zu machen, obwohl dieſelben nicht ohne Einwürfe bleiben dürften. Hr. R. Fox hat ganz neue Ideen darüber ausgeſprochen, welche wir hier ganz kurz mittheilen wollen.

Er betrachtet, wie die meiſten Geologen, die meiſten Gänge als Spalten, die nach dem Abſatz der Felsarten und zu verſchiedenen Epochen entſtanden ſind; viele derſelben entſtanden nach und nach und in dem Maas, daß ſie ausgefüllt wurden.

Da die Spalten an den tiefſten bis jetzt erreichten Punkten, d. h. mehr als 2000 Fuß in Cornwall und an andern Orten noch tiefer, nicht ſchmäler geworden ſind, ſo müſſen ſie in bedeutenden Tiefen fortſetzen und es muß daher die Temperatur der untern Theile im Verhältniß zu der der Oberfläche ſehr hoch ſeyn. Das metalliſche und andere Salze enthaltende Waſſer floß natürlich aus dem benachbarten Geſtein in dieſe Spalte, indem es entweder die Wände entlang lief oder indem es durch Quellen hineingeführt wurde und vermöge der Temperatur, die es unten erlangen mußte, war ſeine auflöſende Kraft ſehr bedeutend, denn in Dämpfe konnte es des ſtarken Drucks wegen nicht verwandelt werden. Die warmen Quellen Islands, welche mit einer Temperatur an die Oberfläche gelangen, welche zu der hier erwähnten ſehr gering iſt, löſen eine bedeutende Menge Kieſelerde auf, welche auch die Hauptgangart dieſer ſehr alten Gänge bildet. In Folge der großen Temperaturverſchiedenheit zwiſchen den untern und obern Punkten mußte in der Flüſſigkeit ein aufſteigender und ein fallender Strom entſtehen und das nach den obern Punkten der Spalte gelangende Waſſer mußte dort ſchon einen Theil von den Subſtanzen und hauptſächlich Kieſel abſetzen, mit denen es vielleicht in der Temperatur der tiefſten Punkte geſättigt war.

Verfolgt man aber dieſe Ideen, ſo ſcheint es, daß die Elektricität eine Rolle ſpielen mußte. Wirklich haben die zahlreichen Verſuche des Hrn. Becquerel nachgewieſen, daß verſchiedene ſaliniſche Auflöſungen durch ihre gegenſeitige Einwirkung Veranlaſſung zu einer Strömung geben. Wenn nun dieſer Umſtand in den Spal-

ten Statt fand, ſo mußte dort die Wirkung in Folge der hohen Temperatur um ſo bedeutender ſeyn.

Wahrſcheinlicher noch iſt es, daß dieſe Maſſe von Flüſſigkeit, welche durch die darin aufgelöſt enthaltenen Salze noch mehr Leitungsfähigkeit erlangte, Veranlaſſung zu thermoelektriſchen Strömungen gab. Wirklich kennt man die zuerſt von Seebeck beobachtete Thatſache, daß, wenn ein aus zwei Metallen beſtehender Reif in der Nähe von dem Punkte, wo dieſelben zuſammengelöthet worden ſind, erhitzt wird, in dieſem Leiter eine Strömung entſteht. Herr Becquerel, der ſpäter dieſe Erſcheinungen näher unterſucht hat, führte auch die obige Thatſache auf das Allgemeine zurück. Wenn man beide Enden eines Platindrahts ſo mit einander verbindet, daß ſie einen zuſammenhängenden Ring bilden und erhitzt denſelben an irgend einem Punkte, ſo wird dadurch keine Strömung veranlaßt; bildet man aber an irgend einem Punkt einen Knoten und erhitzt einen in der Nähe deſſelben befindlichen Theil des Rings, ſo zeigt ſich eine Strömung, die nur einer Differenz in der Fortpflanzung der Wärme zu beiden Seiten des Brennpunkts zugeſchrieben werden kann.

Nun hat in dieſer Maſſe eines leitungsfähigen Waſſers vielleicht derſelbe Vorgang Statt gefunden, obgleich ſie ohne Zweifel an gleich tief liegenden Punkten von ſehr gleichartiger Beſchaffenheit ſeyn mochte. Jedoch ſieht man ein, daß Bruchſtücke des Gebirgsgeſteins oder an gewiſſen Punkten ſchon angehäufte Abſätze die Wärmeleitung in dieſem Theil aufhalten mußten und es mußte daher nach dieſer Hypotheſe eine Strömung Statt finden.

Die feuchten Geſteine ſind Leiter der Elektricität, jedoch weit weniger, als eine Auflöſung von Salzen und wenn daher eine Elektricitätsentwicklung Statt fand, ſo mußte die Strömung natürlich der Spalte folgen. Sie wirkte alsdann auf die darin vorhandene Auflöſung und fällte daraus Subſtanzen in ſehr verſchiedenartigen Verbindungen.

Wir haben ſchon bemerkt, daß die Verſchiedenheit der Edelheit des Gangs, wenn er in verſchiedenen Geſteinen aufſetzt, nicht allein von deren chemiſcher Zuſammenſetzung, ſondern auch von ihrem elektriſchen Zuſtande, welcher bei Felsarten von gleichen Beſtandtheilen, aber von verſchiedener Beſchaffenheit, verſchieden ſeyn kann, herrührt. Wenigſtens hat man bis jetzt noch keinen andern Grund dieſer Thatſache, welche z. B. bei Breage wahrgenommen worden iſt, angeben können. Dort werden nämlich die Zinngänge da abgeſchnitten, wo ſie aus dem Granit in den Killas übergehen. Zu Great-work und in der benachbarten Whealoor hören andere Gänge auf, indem ſie aus dem Killas in den Granit übergehen.

Endlich mußte auch der Erdmagnetismus, den man ſich auch in Strömungen denken kann, ſey auch ſeine Urſache, w[illegible]

wolle, in dieſer Erſcheinung eine eben ſo wichtige Rolle ſpielen, als die Wärme.

Uebrigens mußten ſich die Verbindungen der Grundſtoffe unter einander ſelbſt, wenn ſie das Reſultat eines einfachen Princips ſeyn ſollten, durch verſchiedene Urſachen ſehr verwickeln. Nachdem ſich auf dieſe Weiſe verſchiedene Subſtanzen an einem Ort abgeſetzt hatten, mußten ſie in Folge ihrer neuen Lage auf einander reagiren. Die Afterkryſtalle und andere Erſcheinungen ſcheinen eine ſecondäre Wirkung anzudeuten.

V. Von dem Seifenzinnerze (Stream-works). Sowohl in dem aufgeſchwemmten Gebirge, welches den Abhang der mehrſten ſchwach abfallenden Anhöhen in der Nähe der reichen Zinnerzgruben bedeckt, als auch in dem aufgeſchwemmten Lande, welches die Thäler ausfüllt, die ſich um den Fuß der Berge ſchlängeln, finden ſich Zinnerze verbreitet; allein in dieſen ziemlich mächtigen Anſchwemmungen kommt doch das Zinnerz ſelten in ſo großer Menge vor, daß es mit Erfolg gewonnen werden könnte. Die bedeutendſten Seifenwerke befinden ſich in der Gegend von St. Juſt und von St. Auſtle. Man nennt ſie stream-works, weil das Waſſer vorzüglich wirkſam war, um die Zinnerzgräupchen von den erdigen Geſchieben zu reinigen. Die wichtigſten Seifenwerke von St. Juſt ſind ſchon ſeit langer Zeit erſchöpft; jetzt ſind nur noch drei im Umtriebe, die von Leswhidden moor, von Boſtrage moor und von Numphra moor. Die zinnerzführende Schicht wird durch aufgeſchwemmtes Gebirge von 5—10 Fuß Mächtigkeit bedeckt. Die ausgedehnteſten und ergiebigſten Zinnſeifen befinden ſich zu Pentowan bei St. Auſtle. Die erzführende Schicht wird hier 20—70 Fuß hoch mit aufgeſchwemmtem Gebirge bedeckt, welches ſich nach dem Thalgrunde richtet, worin die Gewinnung Statt findet. Bei den beiden Seifenwerken, welche wir beſuchten, war die Schichtenfolge folgende:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| 1) Dammerde . . . . . . . | 0 | Fuß | 8 | Zoll. |
| 2) Grand, glimmerreicher Sand und Thonſtücken, die verſchiedene Lagen bildeten . . | 8 | ſ | 8 | ſ |
| 3) Wenig gefärbter Letten, der etwas Glimmer und Wurzelfaſern enthielt . . . | 5 | ſ | 8 | ſ |
| 4) Schwarzer, ſehr thoniger Torf . . . | 4 | ſ | 1 | ſ |
| 5) Schwach gefärbter Letten . . . | 2 | ſ | 4 | ſ |
| 6) Erhärteter Letten, der ſehr viel phosphorſaures Eiſen enthielt . . . . | 3 | ſ | 10 | ſ |
| 7) Sehr thonhaltiger Seeſand . . . | 5 | ſ | — | ſ |
| 8) Seeſand, gemengt mit Glimmer, Muſchelſchalen und Stücken von Killas . . | 4 | ſ | — | ſ |
| Latus | 33 | Fuß | 5 | Zoll. |

| | | |
|---|---|---|
| | Transport | 33 Fuß 5 Zoll. |
| 9) Grobkörniger Seeſand | . . . . | 6 „ — „ |
| 10) Bläulicher, ziemlich feſter, ſandiger Thon, der ſehr viele Muſchelſchalen enthielt | . | 8 „ — „ |
| 11) Seeſand mit groben Geſchieben | . . | 6 „ — „ |
| 12) Sand mit Zinnerzgraupen und mit ſehr vielen Geſchieben von Urgebirgen | . . | 6 „ — „ |
| | | 59 Fuß 5 Zoll. |

Das Thal, worin ſich dieſe Seifenwerke befinden, iſt im Killas eingeſchnitten, der hier ſehr ausgezeichnete Grauwacke iſt. In dieſem aufgeſchwemmten Lande kommen zuweilen Ueberreſte von Thieren vor, z. B. Dammhirſchgeweihe und Hörner von wilden Büffeln; die letztern zuweilen in großer Erſtreckung.

Der zinnerzführende Sand nimmt immer nur die unterſte Schicht des ganzen Abſatzes ein, welche aus Geſchieben von Urgebirgen beſteht. Man muß daraus ſchließen, daß die Zinnerzanſchwemmung ſehr alt iſt und daß ſie nur ein Mal und nicht zu verſchiedenen Zeiten Statt gefunden hat. Denn wäre es anders, ſo würden zinnerzführende Schichten mit den übrigen Schichten des aufgeſchwemmten Landes mehrere Male wechſeln müſſen. Der Zinnſtein (worunter ſich auch die unter dem Namen des Holzzinns oder des Carniſchen Zinnerzes bekannte Varietät befindet, von deren Vorkommen auf ſchmalen Gängen wir oben geredet haben) iſt entweder als ein feiner Sand oder in der Größe von größern und kleinern Graupen in der erzführenden Schicht verbreitet. Die größern kommen in Begleitung von Quarz, Chlorit und andern erdigen Foſſilien gerade ſo vor, wie ſie die Zinnerze auf den Cornwalliſer Gängen brechen. Dies Vorkommen bringt es zur Gewißheit, daß die Seifenzinnerze durch Zerſtörung der Zinnerzgänge entſtanden ſind. Merkwürdig iſt es aber, daß dieſe Geſchiebe von Zinnerz durchaus rein und von andern metalliſchen Beimengungen frei ſind. Nur etwas Brauneiſenſtein kommt zuweilen mit vor. Deshalb geben die Seifenzinnerze auch ein ſo vorzüglich reines Zinn.

Weiter in dem Thal aufwärts liegt ein anderes, aus dieſem Grunde **Pentowan-higher stream-works** genanntes Seifenwerk. Das Thal, in welchem ſich die Alluvion findet, iſt in ſehr deutlicher Grauwacke gebildet, die eine ſehr ungleiche Oberfläche hat, denn die Mächtigkeit der Ablagerung wechſelt von 20—60 Fuß. Die Alluvion oder Seife beſteht aus ſehr verſchiedenen Subſtanzen, die ganz durch einander vorkommen.

Der untere, allein auf Zinn bauwürdige Theil enthält auf einer Mächtigkeit von 5—10 Fuß ſehr große Geſteinbruchſtücke, welche größtentheils aus verſchiedenen Granitabänderungen beſtehen, die zuweilen eine Größe von 2 Fuß erreichen, ſo wie auch aus



Digitized by Google

Bruchſtücken von dem in der Gegend häufigen blaßgrünen Killas. Man erkennt auch Quarz und Chlorit, ähnlich denen, wie ſie die kleinen Gänge von Carclaze führen. Dieſe Mineralien ſind zuweilen zinnhaltig. Der Zinnſtein kommt in dieſer Ablagerung entweder als feiner Sand oder als Geſchiebe von verſchiedener Größe vor. — Darüber findet ſich ein Lager, welches kein Zinnerz führt und welches das mächtigſte von der ganzen Seife iſt. Es beſteht größtentheils aus einer ſchwärzlichgrauen, etwas backenden Erde, die ſehr viel Holzbruchſtücke und Haſelnüſſe enthält und wahrſcheinlich rührt ihre dunkle Farbe von der Zerſetzung einiger dieſer Vegetabilien her. Man findet aber auch große Bäume mit ihren Wurzeln in ſenkrechter Stellung, die Holztextur ſehr gut erhalten, nur aufgeriſſen. Hin und wieder zeigt das Lager unregelmäßige Trümer von größern Geſchieben. Ueber dieſem Lager und unter der Oberfläche findet ſich ein etwa 7 Fuß mächtiges Lager von groben Bruchſtücken und Geſchieben von gleicher Beſchaffenheit, aber von weit geringerer Größe, als die untere Ablagerung.

Eine andere wichtige Alluvion iſt die von Carnon am Ende eines ſchiffbaren Arms von dem Fallfluß, der mehrere von den Stythian- und Gwennapbergen herabkommende Bäche aufnimmt. Dieſe Berge beſtehen aus Granit und Killas. Obgleich wahrſcheinlich keine andere gleich große Gegend eine ſolche Menge von metalliſchen Lagerſtätten darbietet, als die von Gwennap, ſo enthält die Seife dennoch nie Kupfer oder Blei; der zinnführende Theil oder tin-ground führt unter andern kleine Stückchen von Blende und einige Glaskopfnieren.

Der Fall des Thals von ſeinem Anfang bis nach Carnon beträgt ohngefähr 3°; dort erlangt es eine Breite von faſt 1000 Fuß. Die Oberfläche des zinnführenden Theils (tin-ground) hat auch ein Fallen von 3° ſeiner ganzen Länge nach. Das Mittel von ſeiner ſehr verſchiedenartigen Mächtigkeit beträgt etwa 4 Fuß.— Zu Treloy bei St. Columb-Minor hat man in dieſer Alluvion der Annahme nach Celtiſche Alterthümer gefunden.

Obgleich über die Entſtehung dieſer mächtigen Ablagerungen viel geſtritten worden iſt, ſo hat man doch noch nicht alle Umſtände, welche ſie darbieten, erläutern können. Da das Zinn nur in dem untern Theil vorkommt, ſo iſt man zu der Annahme geführt, daß die Ablagerung auf ein Mal und nicht theilweiſe zu verſchiedenen Zeiten gebildet worden ſey, weil ſich ſonſt das Zinn wahrſcheinlich in der ganzen Höhe vertheilt finden würde. — Die Bergleute haben eine ſich leicht erklärende Thatſache beobachtet, nämlich daß da, wo die Thaleinhänge am feſteſten ſind, das Thal auch am engſten, die Zinnſeife am ſchwächſten, aber auch am reichſten iſt. Auch die andern Geſchiebe und Bruchſtücke ſind dort größer, als in den breiten Theilen des Thals.

Man hat oft behauptet, daß das Seifenzinn nie anſtehend auf Gängen oder Stockwerken geweſen wäre, weil man es auf dieſen Lagerſtätten nie als Holzzinn getroffen habe. Jedoch hat Hr. Carne dieſe Abänderungen vor einiger Zeit auf dem kleinen Gange Garth unweit Pencanze gefunden. Derſelbe ſetzt mitten im Granit auf und beſteht hauptſächlich aus Quarz, Feldſpath und Chlorit, die eine körnige Textur zeigen; der Zinnſtein und auch Spatheiſenſtein kommen darin eingeſprengt vor.

Man kann nicht genau nachweiſen, durch welche Mittel dieſe von den Gängen geriſſenen Geſchiebe der metalliſchen Subſtanzen entledigt worden ſind, mit denen ſie aller Wahrſcheinlichkeit nach zuſammen vorkamen. Wenn man jedoch bedenkt, daß der Glaskopf und der Zinnſtein, faſt ganz unzerſtörbare Mineralien, die einzigen metalliſchen, in dieſen Ablagerungen vorkommenden Subſtanzen ſind, ſo wird man zu der ganz natürlichen Folgerung geführt, daß die Arſenik- und die Schwefelmetalle, welche den Zinnſtein gewöhnlich in der Natur begleiten, nachdem ſie zerſetzt von dem Waſſer weggeführt worden ſind.

---

## Zweiter Abſchnitt.

### Grubenarbeiten in Cornwall.

---

Wir haben geſehen, daß das Kupfer und Zinn in Cornwallis auf Gängen vorkommen und daß ſich das Zinn außerdem auch noch in kleinen Trümern oder auch in Stockwerken im Graphit und im Elvan findet und daß es außerdem noch in einigen Schichten im aufgeſchwemmten Gebirge angetroffen wird.

Auf den Gängen baut man immer mit Schächten und Stollen; die Stockwerke werden zwar gewöhnlich auch ſo in Abbau genommen, zuweilen findet aber Aufdeckarbeit ſtatt und zwar beſonders in dem Falle, wenn die Gebirgsart, worin das Zinnerz bricht, ſehr zerreiblich iſt und man Waſſer bei der Hand hat, um die Gewinnung zu erleichtern. Auf den Seifenwerken findet immer Aufdeckarbeit ſtatt.

Dieſe verſchiedenen Arten der Grubenarbeiten, welche man zur Gewinnung des Zinns und des Kupfers anwendet, veranlaſſen uns, die hier über den Grubenbetrieb in Cornwall zu machenden Bemerkungen in drei Artikeln mitzutheilen:

1) Abbau der Zinnſtockwerke, ſo wie der Zinn- und Kupfergänge;

2) Aufdeckarbeit bei den Zinnſtockwerken;

3) Betrieb der Zinneiſen.

In dem Diſtrikt, welcher ſich vom Vorgebirge Landsend, im äußerſten Weſten, öſtlich bis Truro erſtreckt, befinden ſich die mehrſten Grubengebäude, die aber keineswegs auf verſchiedenen Punkten zerſtreut, ſondern nur an wenigen Orten ganz nahe bei einander gehäuft liegen. Das Kirchſpiel von St. Juſt, auf der äußerſten weſtlichen Grenze, nördlich von Landsend, iſt der Theil dieſes Landſtrichs, in welchem die Zinnerzgänge am häufigſten aufſetzen; aber ſie ſind weder mächtig noch ſehr reich, ſo daß keine von den faſt unzählig vielen Gruben, die hier bauen, eine große Bedeutſamkeit erreicht. Die ſowohl in der Edelheit der Anbrüche, als in der Ausgedehntheit des Abbaues am berühmteſten Gänge befinden ſich in der Gegend von Redruth, nicht ſehr weit weſtlich von Truro. Unter ihnen zeichnen ſich aus die Gruben Consolidated-mines, United-mines und Poldice-mine. Die Grube Bottalack an der nordweſtlichen Grenze von Cornwallis und Wherry in der Bucht von Penzance ſind intereſſant, weil ſich die Grubenarbeiten bis unter das Meer erſtrecken. Die Kupfergrube Consolidated-mines baut auf einem Gange, der im Killas aufſetzt, faſt von Weſten nach Oſten ſtreicht und gegen Norden unter einem Winkel von etwa 80 Grad einfällt. Seine Mächtigkeit wechſelt von 20 Zoll bis 10 Fuß. Die Gangart iſt theils reiner, theils durch eine Beimengung von einer grünen, erdartigen Subſtanz gefärbter Quarz. Auf dieſem Gange kommen häufig mehrere Zoll ſtarke Schnüre von ganz reinem Kies vor und zwiſchen dem Gang und dem Killas finden ſich nicht ſelten unzuſammenhängende ſtockwerkartige Maſſen von Quarz und Kies, welche die Stelle der Saalbänder zu vertreten ſcheinen. Sie ſind außerordentlich reich und laſſen ſich ſehr leicht gewinnen, enthalten aber ſehr viel ſtark vitrioliſches Waſſer. — Außer dieſem Hauptgange hat man durch die Grubenarbeiten einige minder mächtige und mit dem Hauptgange faſt parallel ſtreichende Metallgänge kennen gelernt, welche vielleicht nur als Gangtrümer zu betrachten ſind. Es ſetzen aber auch durchſetzende Gänge (Crosscourses) auf, welche in der Regel taub und nur dort erzführend ſind, wo ſie die Metallgänge durchſetzen. — Auf den eben erwähnten Nebengängen wird zwar kein Bau geführt, obgleich ſie an Metallführung oft die Gänge übertreffen, welche in andern Ländern den Gegenſtand eines wichtigen Bergbaues ausmachen. Die Gewinnungskoſten ſind nämlich in Cornwallis ſo außerordentlich groß, daß die Erze die Koſten nicht decken. Der Kiesgang durchſetzt auf dieſer Grube einen Elvangang.

Die Aus- und Vorrichtungsarbeiten in der Grube weichen von den gewöhnlichen nicht ab. Der Abbau geſchieht durch Förſtenbau (gradins renversés). Die Waſſerhaltungs- und Förderſchächte werden ſenkrecht und immer im Hangenden des Gangs abgeteuft,

ſo daß ſie den Gang in einer gewiſſen Teufe treffen. Dieſe Schächte erreichen immer das Tiefſte der Grube, denn ſo wie ſich die Grubenarbeiten mehr in die Teufe ziehen, wird der Schacht auch tiefer niedergebracht und mit den neu angeſetzten Gezeugſtrecken durch Querſchläge in Verbindung geſetzt. Jetzt haben dieſe großen Schächte eine Teufe von 160 Lachtern erreicht. Sie ſind oval und haben zwei Abtheilungen, von denen die eine zur Förderung dient und die andere die Kunſtſätze aufnimmt. Bei der Schachtzimmerung iſt nichts Beſonderes zu bemerken; man muß mit großer Sparſamkeit dabei verfahren, weil alles Grubenholz aus Norwegen bezogen wird.

Die Fahrung geſchieht in Schächten, die auf der Donlage des Gangs niedergebracht ſind. Die Fahrtſchenkel ſind daher etwas geneigt und von 10 zu 10 Lachtern ſind Ruhebühnen angebracht. Die Fahrten ſind von geſchmiedetem Eiſen und haben, um das Drehen in den Schenkeln zu verhüten, die Geſtalt eines Grubenbohrer, indem ſie an einem Ende rund, am andern keilförmig ſind. Das runde Ende wird durchgeſteckt und das keilförmige in den andern Fahrtſchenkel eingetrieben.

Die Förderung geſchieht entweder durch Pferdegöpel (horse-gins) oder durch Dampfmaſchinen, größtentheils von hoher Preſſung. Pferdegöpel wendet man nur zur Gewinnung der Erze aus oberen Teufen an. Sie ſind gewöhnlich klein, einfach conſtruirt, ohne Bedachung und mit zwei Pferden beſpannt, die ſtets im Trabe gehen.

Die ſtarken Waſſerzuflüſſe und die Tiefe der Gruben machen die Waſſerhaltung ſehr koſtbar. Die Länge eines jeden Satzes beträgt 120 Fuß und die einzelnen Kolben dieſer verſchiedenen Sätze ſtehen mit dem Balancier der Dampfmaſchine unmittelbar in Verbindung. Drei große Maſchinen verrichten die Waſſerhaltung. Die Maria Maſchine iſt darunter die größte und vollkommenſte. Der Durchmeſſer des Dampfcylinders hat 90 engliſche Zoll und die Höhe des Kolbenhubs beträgt 9 Fuß 11 Zoll engl. Maas. Der Cylinder iſt mit einer Bekleidung von Ziegeln umgeben, um die Wärme zuſammen zu halten. Der Dampf ſtrömt beim Niedergehen des Kolbens in den obern Cylinderraum mit einer Preſſung, die einer Queckſilberſäule von 60 engl. Zollen das Gleichgewicht hält. Wenn der Kolben eine gewiſſe Tiefe im Cylinder erreicht hat, die ſich nach Belieben beſtimmen läßt, ſo hört das Zuſtrömen von Dämpfen auf und die ſchon eingeſtrömten Dämpfe müſſen den Kolben vollends niederdrücken. Während dieſer niedergehenden Bewegung ſteht der Raum unter dem Kolben mit dem Condenſator in Verbindung. Geht der Kolben in die Höhe, ſo iſt alle Verbindung des Cylinders mit dem Condenſator und die des Cylinders mit dem Dampfkeſſel abgeſperrt und die Räume über und unter dem Kolben ſtehen

mit einander in Verbindung, ſo daß der Kolben auf beiden Seiten gleich ſtark gedrückt und durch das Gewicht des Geſtänges in die Höhe gebracht wird. Die Dämpfe wirken alſo nur beim Niedergehen des Kolbens.

Bei allen dieſen Maſchinen wird die Verbindung zwiſchen den Dampfkeſſeln und dem obern Theil des Dampfcylinders, ferner die Verbindung über und unter dem Kolben und endlich die Verbindung des untern Theils des Cylinders mit dem Condenſator durch drei beſondere Ventile bewirkt, deren Bewegung, wie gewöhnlich, durch den mit dem Balancier der Maſchine verbundenen Steuerungsbaum regulirt wird. Die am Steuerungsbaum befindlichen Backen leiten die Bewegung der Ventilhebel. Der Backen, welcher das Dampfeinlaßventil ſchließt, läßt ſich vermittelſt einer Schraube höher und niedriger ſtellen, durch welche einfache Vorrichtung der Zeitraum zum Einſtrömen der Dämpfe über dem Kolben durch das offene Ventil nach Umſtänden verlängert oder verkürzt, folglich die Menge der einſtrömenden Dämpfe vermehrt oder vermindert werden kann. Wir haben ſchon erwähnt, daß bei der Maria-Maſchine nur ſo lange Dampf einſtrömte, bis der Kolben 18 engl. Zoll niedergegangen war. Wenn der Kolben ſeine niedergehende Bewegung zurückgelegt hat, ſchlägt der Balancier auf ein mit einer Schelle verbundenes Gerüſt. So lange ſich der Ton der Schelle hören läßt, hat die Maſchine ihren vollen Hub. Wird das Gerüſt aber vom Balancier nicht mehr getroffen, ſo iſt die Belaſtung in den Kunſtſätzen zu groß für den Dampf und es müſſen mehr Dämpfe zugelaſſen werden. — Weil alle Dimenſionen der Waſſerhaltungsdampfmaſchine auf das Maximum des zu hebenden Waſſers berechnet ſind, ſo würden die Sätze, wenn die Maſchine ihre volle Wirkung ausübte, oft ſchnarchen. Um dieſem Uebelſtand abzuhelfen, wird die Kolbenbewegung durch eine von der Maſchine unabhängige Vorrichtung, durch welche der Zeitraum zwiſchen zwei und zwei auf einander folgenden Kolbenhüben nach Belieben verkürzt oder verlängert werden kann, regulirt. Dieſe Vorrichtung beſteht in der Hauptſache aus einem Schwimmer (Flotteur), an deſſen Stange zwei Backen befeſtigt ſind. Der Schwimmer befindet ſich in einem Baſſin, in welches ununterbrochen ein Waſſerſtrahl fällt. So wie ſich das Baſſin mit Waſſer anfüllt, ſteigt die Stange in die Höhe; der eine Backen derſelben ſtößt gegen einen Hebel, welcher dadurch ein Gegengewicht fallen läßt, welches das Dampfeinlaßventil augenblicklich verſchließt. Der andere Backen öffnet gleichzeitig das Ventil, welches die Verbindung des Raums unter dem Cylinderkolben mit dem Condenſator bewirkt. Faſt in demſelben Augenblick erreicht das Waſſer im Baſſin den höchſten Punkt eines Hebers, durch welchen es abfließt. Der Schwimmer ſinkt, um ſeine aufſteigende Bewegung bald wieder anzufangen. Die Zeit ſeines Aufſteigens, welche

dem Zeitraum von zwei Kolbenhüben gleich iſt, hängt blos davon ab, wie bald ſich das Baſſin mit Waſſer anfüllt. — Der Dampfcylinderkolben iſt an einem Ende des Balanciers vermittelſt einer gewöhnlichen Parallelogrammvorrichtung angebracht. Die Kolben der Kunſtſätze ſtehen mit dem andern Ende des Balanciers in Verbindung und ſind an Ketten aufgehängt, die über einem Krümmling liegen. Eben ſo ſind auch die Kolben für die Kalt- und Warmwaſſerpumpe und für die Luftpumpe am Balancier befeſtigt und ſtehen, ſo wie die Kolben für die Kunſtſätze außerhalb des Maſchinengebäudes.

Die Schachtöffnung iſt unbedeckt; über derſelben iſt eine ſtarke Winde angebracht, mit welcher das Schachtgeſtänge gehoben oder geſenkt werden kann. Daſſelbe beſteht aus Balken von Fichtenholz, welche in einander verzahnt und durch darüber geſchobene Bänder mit einander verbunden ſind.

Die Maria-Maſchine gebraucht immer zwei Keſſel und hatte einen dritten zur Reſerve, für vorkommende Reparaturen. Dieſe Keſſel ſind aus geſchmiedeten Eiſenblechen zuſammengeſetzt und beſtehen aus zwei in einander befindlichen Cylindern, deren Achſen zwar parallel liegen, aber nicht in einer Linie zuſammen fallen. Die Achſe des innern Cylinders liegt etwas unter der äußern und das Waſſer befindet ſich in dem Zwiſchenraum zwiſchen beiden Cylindern, von denen der kleinere als Feuerſtätte dient. Der Roſt iſt etwas tiefer als in der Achſenlinie dieſes kleinen Cylinders angebracht.

Die beſchriebene Maſchine iſt die ſtärkſte in ganz Cornwall; ſie arbeitet zuweilen nur mit 109 Pferdekräften, jedoch kann ſie eine Wirkung von 308 Pferdekräften leiſten.

Die Baue auf der Grube **United-mines** ſind von derſelben Ausdehnung wie die auf der Grube **Consolidated-mines**. Die Gänge, auf denen beide Gruben bauen, ſetzen parallel mit einander in einer querſchlägigen Entfernung von einigen hundert Metern auf. Das geognoſtiſche Verhalten, Gangausfüllung u. ſ. f. ſind völlig übereinſtimmend.

Die etwas ſüdöſtlich von jenen beiden Gruben liegende Kupfer- und Zinnerzgrube Poldice baut auf zwei Hauptgängen, von denen der eine blos Kupfererze und keine Zinnerze, der andere aber Zinnerze und keine Kupfererze führt. Beide Gänge ſtreichen parallel neben einander von Oſten nach Weſten, aber der Kupfererzgang fällt gegen Süden und der Zinnerzgang gegen Norden. Sie durchſetzen ſich in einer wenig gegen den Horizont geneigten Ebene und der Kupferzgang verwirft den Zinnerzgang, muß alſo jünger ſeyn als dieſer. Die Gangart des Kupfererzgangs iſt quarzig. Auf dieſem Gange kommen die ſchönſten Kryſtalle von Kupferglanz in ganz Cornwallis, auch ſchöne Kryſtalle von Bournonit und von Kupfer-

laſur vor. Der Bergbau auf dieſem, zunächſt im Killas angegriffenen Gange hat ſich ſchon bis in den Granit erſtreckt und auf eine bedeutende Erſtreckung die Auflagerung des Killas auf dem Granit kennen gelehrt. Die Auflagerungsfläche neigt ſich unter einem Winkel von etwa 30 Graden und iſt keineswegs ſcharf abgeſchnitten, ſondern zeigt vielmehr ſehr deutlich eine Vermengung beider Gebirgsarten. Die Beſchaffenheit und der Reichthum der Gangausfüllungen verändern ſich durchaus nicht auf der Scheide beider Gebirgsarten. — Es ſetzen mehrere kupfererzführende Nebengänge parallel neben dem Hauptkupfererzgang auf; ſie ſind aber weniger edel. Auch kennt man noch einen zweiten Zinnerzgang, der aber Zinnerze und geſchwefelte Kupfererze durch einander führt. Der Kupfergang ſowohl als der Zinnerzgang werden von durchſetzenden Gängen (Cross-courses) verworfen, welche taub ſind und nur dort Erz führen, wo ſie die Metallgänge treffen. Die Querſchläge werden immer auf dieſen Quergängen getrieben, weil der Betrieb auf den Gängen ungleich wohlfeiler iſt, als in der Gebirgsart. Zur Zeit unſerer Anweſenheit ſtand ein Gang im Abbau, der Kupfererz und Zinnerz zugleich führte. Zu welchem Syſtem er gehört, iſt uns nicht bekannt; die Gangart beſtand zum Theil aus Kalk- und Flußſpath. Die Trennung beider Erzſorten hatte bei der Aufbereitung große Schwierigkeit. — Die Hauptſchächte ſind gerade auf dem Punkt niedergebracht, wo der Kupfer- und Zinnerzgang ſich durchſetzen. Außerdem waren aber noch andere Treibſchächte an andern Stellen abgeteuft. Die Grube hatte vier Dampfmaſchinen, von denen die beiden größten zur Waſſerhaltung dienten. Sie ſind von ähnlicher Conſtruktion wie die weiter oben bei den Consolidated-mines beſchriebenen.

Die Grube Bottalack im Kirchſpiel St. Juſt, an der Meeresküſte und nördlich von Landsend, baut auf einem Gangſyſtem, welches ein inniges Gemenge von Zinnſtein und von geſchwefelten Kupfererzen führt. Dieſe Gänge ſtreichen von Nordweſt nach Südoſt und ſetzen in einem hornblendigen Killas auf, welcher wie ein ſchmaler Gürtel die Küſte jener Gegend einfaßt, indem er unmittelbar dem Granit aufgelagert iſt und ſich mit ſeinen Schichten ins Meer ſtürzt. Dieſe Gänge werden durch einen Durchſetzer, welcher dort der Weiſer genannt wird und welcher von Süd-Südoſt nach Nord-Nordweſt ſtreicht, durchſetzt und verworfen. Dieſer Durchſetzer iſt zwar in der Regel taub, hat aber ſonſt dieſelbe Ausfüllung wie die andern Gänge. In der Nähe des Scharungspunkts verſchwächt er ſich oft zu einem ſehr ſchmalen Quarzgange; nirgends iſt er aber über 3 Fuß mächtig und dieſe Mächtigkeit haben auch die Metallgänge. Die Gangart der letztern iſt gewöhnlich Quarz, dem häufig ſehr viel von einer grünen, chloritartigen Subſtanz beigemengt iſt, die vielleicht nichts weiter ſeyn mag, als ein höchſt fein zerriebener

Killas. — In der Nähe der Gänge kommen auch einige Floors oder lagerartige und Zinnſtein führende Maſſen vor, welche mit den Gängen mehr oder weniger in unmittelbarer Verbindung ſtehen.

Die Grubenarbeiten folgen immer dem Durchſetzer oder dem Weiſer, welcher nur an den Stellen ganz abgebaut wird, wo er durch die Metallgänge, welche er durchſetzt und verwirft, veredelt worden iſt. Aber auch die Metallgänge werden nach beiden Weltgegenden bis zu einer möglichſt großen Entfernung vom Weiſer abgebaut. Der Abbau geſchieht, wie überall in Cornwallis, durch Förſtenarbeit (gradins renversés). Faſt alle Oerter in der Grube ſtehen ſchon unter dem Meeresſpiegel und zum Theil gar unter dem Meeresgrunde. Die Grube iſt ſchon ſeit undenklichen Zeiten im Betrieb und die erſten Bebauer derſelben, welche die jetzige große Ausdehnung des Grubengebäudes wohl nicht geahndet haben, ſind ſo unvorſichtig geweſen, die Erze in einer ſo geringen Entfernung vom Meeresgrunde wegzunehmen, daß das Meereswaſſer bei jeder Fluth in die Grube drang. Man iſt ſo glücklich geweſen, die Oeffnung durch eine hölzerne Bedeckung, welche in Erdpuddelung geſetzt und mit Steinen beſchwert ward, zu verſtopfen. In der oberen Gezeugſtrecke kann man das Brauſen der an den Felſen ſich brechenden Meereswellen zur Zeit eines Sturms ſehr deutlich hören, auch das Rollen der Geſchiebe auf den Felſen des Meeresbodens deutlich unterſcheiden. Vor wenigen Jahren ſtand die erſte Gezeugſtrecke auf dem Gange crown-lode etwa 30 Lachter unter dem Meeresſpiegel zur Fluthzeit und war in dieſem Niveau etwa 30 Lachter unter dem Meeresboden erlängt; eine 30 Lachter tiefere als die erſte Gezeugſtrecke ſtand in einer Länge von 30 Lachtern unter dem Meeresboden und eine Gezeugſtrecke endlich, die 85 Lachter unter dem Meeresſpiegel zur Fluthzeit angeſetzt war, ſtand mehrere 30 Lachter lang unter dem Boden des Meeres. Alle dieſe unter dem Meeresboden bauenden Gruben jener Gegend haben wenig Waſſer und es ſcheint, daß um ſo weniger Waſſer durchdringt, je weiter man auffährt. Das Waſſer iſt oft weniger geſalzen, als das Seewaſſer. Auf der Grube zu Bottalack befindet ſich in einer Teufe von 40 Lachtern unter dem Meer eine Süßwaſſerquelle und eine zweite in einer Teufe von mehr als 100 Lachtern. Der 105 Lachter tiefe Waſſerhaltungsſchacht liegt nur ſehr wenig höher als der Meeresſpiegel zur Zeit der Fluth. Dies war wenigſtens vor einigen Jahren die größte Tiefe der Grube und es durften in der Minute nur 40 Gallonen Waſſer gehoben werden. Seitdem haben ſich aber die Baue noch 10 Lachter mehr in die Teufe erſtreckt und ſich nach allen Richtungen weiter ausgebreitet; dennoch haben ſich die Waſſerzuflüſſe aber nur höchſt unbedeutend vermehrt. — Der Hauptſchacht der Grube, der als Waſſerhaltungsſchacht, als Fahrſchacht und zum Theil auch als Förderſchacht dient, iſt in einem ſchon

früher ein Mal erwähnten Felſen, Crown-rock genannt, niedergebracht, gegen welchen ſich die Meereswogen beſtändig brechen. Der Schacht iſt 123 Lachter tief und ſteht 115 Lachter unter dem Spiegel der See, zur Zeit ihres mittlern Stands. In dieſer Teufe iſt jetzt die tiefſte Gezeugſtrecke angeſetzt. Der Schacht iſt ſehr unregelmäßig und mit einiger Donlage niedergebracht. Die Waſſerhaltungsmaſchine ſteht auf dem Crown-rock und eine zweite, mit relativer Bewegung dient zur Förderung. Die Erze werden gleich auf der Schachthalde vorläufig geſchieden und die Berge ins Meer geworfen.

Eine Grube, die in mehreren Büchern wohl als ein Werk der Kühnheit der Cornwalliſer Bergleute angeführt wird, iſt die Grube Wherry. Sie war weſtlich von Penzance am Meeresgeſtade an einer Stelle eröffnet worden, welche das Meer nur zur Fluthzeit einige Stunden lang bedeckte. Es ward hier ein Elvangang bebaut, welcher auf einem Theil ſeiner ſtreichenden Erſtreckung Zinnerze in kleinen Trümern und in der ganzen Elvanmaſſe verbreiteten Adern führte. Das Ausgehende dieſer Zinnerzmaſſe ward aber zu jeder Fluthzeit mehrere Fuß hoch mit Waſſer bedeckt; man konnte daher täglich nur einige Stunden arbeiten und die Arbeiten waren nach jeder Fluth mit Waſſer angefüllt. Dieſer Hinderniſſe ungeachtet faßte ein Bergmann zu Ende des vorigen Jahrhunderts den Entſchluß, dort einen Schacht abzuteufen, indem er die Schachtſcheibe mit einem hölzernen, gut kalfaterten und verpichten Ueberbau verſah und dadurch das Zubringen des Waſſers abhielt. Ueber dieſem Thürmchen hing er zwei Scheiben, worüber zwei Förderſeile geſchlagen wurden, deren auf- und niedergehende Bewegung durch eine 200 Meter vom Ufer entfernt aufgeſtellte Dampfmaſchine bewirkt ward. Ferner errichtete er auf Pfahlwerk eine horizontale Fahrbahn, die den Schacht mit dem Ufer in Verbindung ſetzte und worauf die Erze ans Land gebracht werden konnten. Die Förderung nahm jetzt einen regelmäßigen Gang. Die Zinnerzmaſſe, welche in großen Weitungen ausgehauen ward, gab mehrere Jahre hindurch eine beträchtliche Ausbeute an Zinnerzen. Aber ein Schiff, welches in der Nähe vor Anker lag und während einer Nacht ſeine Anker ſchleppte, ward gegen das Thürmchen geworfen und zerſtörte daſſelbe. Die Grube erſoff und iſt ſeit der Zeit nicht wieder aufgenommen. (In den Verhandlungen der geologiſchen Societät zu Cornwallis befindet ſich eine bildliche Darſtellung von der Grube).

In der Umgegend von St. Auſtle, welche den zweiten metallführenden Diſtrikt in ſich begreift, befinden ſich nur wenige Gruben, die auf Gängen bauen. Die wichtigſte von dieſer Gruppe iſt die Zinnerzgrube zu Polgooth, welche vor einigen Jahren die vorzüglichſte in Cornwallis war, aber verlaſſen werden mußte, weil die Maſchinen die Waſſer nicht zu Sumpfe halten konnten. Vor ganz

kurzer Zeit ſind die Arbeiten wieder aufgenommen und es iſt zu erwarten, daß ſie bald wieder in eine eben ſo ſtarke Förderung kommen wird, als vor ihrem Aufläßigwerden. Es ſtehen jetzt zwei Waſſerhaltungsmaſchinen; die eine iſt ein mittelſchächtiges Waſſerrad, deſſen Effekt dem von 100 Pferden gleich gerechnet wird; die andere iſt eine 60zöllige Dampfmaſchine, nach demſelben Princip conſtruirt, wie die oben erwähnte Maria-Maſchine.

In der Umgegend von St. Auſtle befinden ſich auch mehrere Kupfererzgruben. Die vorzüglichſten ſind die Gruben Eaſt-crinnis und Weſt-crinnis. Sie bauen wie die in der Gegend von Redruth befindlichen Gruben auf Kupferkiesgängen, welche im Killas anſetzen.

Die Gegend von Taviſtock in Devonſhire, welche den dritten Metall führenden Diſtrikt ausmacht, hat mehrere ſehr wichtige Gruben aufzuweiſen, die auf Zinn, Kupfer und Blei bauen. Der Zinn- und Kupferbergbau findet auf Gängen ſtatt, die faſt von Oſten nach Weſten ſtreichen und im Killas aufſetzen. Die Bleierzgänge ſtreichen dagegen von Norden nach Süden und verwerfen die erſtern, wo ſie dieſelben durchſetzen. Die Bleierzgruben Beer-alſton und Huel-bethſey ſind die wichtigſten im mittäglichen England.

## Aufdeckarbeiten bei den Zinnſtockwerken.

In Cornwallis iſt uns nur eine einzige Grube dieſer Art bekannt, nämlich die Grube Carclaſe, etwa ½ deutſche Meile nordöſtlich von St. Auſtle, von welcher ſchon früher die Rede geweſen iſt. Die Grube liegt auf dem Abfall und faſt auf dem Gipfel eines Granitfelſens, in einer unbebauten, mit Geſtrüpp bedeckten Gegend. Der offene Tagebau iſt etwa 300 Meter lang, 120 Meter breit und 40 Meter tief. Die denſelben umſchließenden Gebirgswände haben theils durch die Grubenarbeiten, theils durch die Einwirkung der Atmoſphäre und der Feuchtigkeit ein ganz eigenthümliches Anſehn bekommen, alten gothiſchen Ruinen ähnlich. Die Regenwaſſer erleichtern die Gewinnung, indem ſie an den Wänden hinabfließen, die mürbe Granitmaſſe an der Oberfläche wegſpülen und die denſelben durchſchwärmenden kleinen Trümer entblößen, die dann ſtückweiſe niederfallen. Die Arbeit beſchränkt ſich daher zuweilen nur auf das Zuſammenbringen dieſer Stücken; gewöhnlich aber muß man der Wirkung der Atmoſphäre doch durch eine künſtliche Waſſerzuleitung zu Hilfe kommen. Das Waſſer wird über Tage gefangen und muß an den Gebirgswänden, die durch Keilhauarbeit aufgelockert werden, niederrieſeln. Den bedeutendſten Waſſerzufluß, den man ſich durch Herbeileitung aus ziemlich großer Ferne verſchafft und in gegoſſenen eiſernen Röhren gefaßt hat, erhält die Grube an dem einen Seitenſtoß, etwa in mittlerer Höhe. Aus

dieſem Hauptwaſſerzufluß ſind zwei Kanäle abgeleitet, welche mehrere Gefälle bilden, an welchen die Waſſerräder hängen, welche eben ſo viele, mit drei Stempeln verſehene Pochwerke in Bewegung ſetzen. Unter dieſen Stempeln werden die Erze gepocht und dann gleich ſeitwärts auf den ſtehenden Heerden gewaſchen, ſo daß das Erz ſchon ganz aufbereitet aus der Grube kommt. Aber die Poch- und Waſchabgänge enthalten noch Erz und werden einer zweiten Bearbeitung unterworfen. Das Waſſer, welches die Abgänge mit ſich fortnimmt, wird nämlich durch eine im tiefſten Punkt der Grube angeſetzte Röſche abgeführt und einige 100 Meter weit am Abfall der Anhöhe, die hier ſchon aus Killas beſteht, fortgeleitet. In der Röſche und in mehrern darin angebrachten Sümpfen ſetzt ſich die Trübe ab, welche abermals gepocht und dann auf ſehr großen Heerden gewaſchen wird, wobei man noch eine ſehr beträchtliche Menge von Zinnſchliech gewinnt.

## Aufdeckarbeit bei den Zinnſeifen.

Zinnſeifen befinden ſich in Cornwallis und in Devonſhire an mehreren Orten, vorzüglich auf der Gebirgsſcheide des Granits und Killas. Hier findet immer Aufdeckarbeit, verbunden mit Waſſerzuführung, Statt, wodurch das Erz von dem Sande gereinigt wird, welches Verfahren auch zur Benennung Stream-works für dieſe Gewinnungsart Veranlaſſung gegeben hat, welchen Namen man in der Folge auf die Art des Vorkommens ſelbſt übertrug. Die Waſchvorrichtungen ſind etwas verſchieden, je nachdem die Zinnerz führende Schicht mehr oder weniger feſt und mehr oder weniger reich iſt, beſteht aber gewöhnlich aus Kehrheerden, die ſehr ſtarke Waſſerzuflüſſe erhalten. Die wichtigſten Seifenwerke ſind die von Pentowan bei St. Auſtle.

Man fängt die Arbeit damit an, daß man die Thon-, Torf- und Sandſchichten, welche die Zinnerz führende Schicht bedecken, teraſſenförmig und in halbkreisförmig angelegten Stroſſen abhebt. Die Berge werden mit Schubkarren in den ſchon ausgegrabenen Tiefen verſtürzt. Der Durchmeſſer des Halbkreiſes, welcher die unterſte Stroſſe bildet, iſt ſo groß, als die Breite der zinnerzführenden Schicht beträgt und lehnt ſich mit ſeinen Seitenſtößen ſowohl, als nach hinten, an die Felſenwände, welche das Thal einſchließen. Das Waſſer, welches von allen Seiten aus dem Terrain zuſammenläuft, wird durch horizontale Ableitungsgräben auf zwei und zwei oder auf drei und drei Gefällen gefaßt und durch hölzerne, in Letten gelegte Leitungen bis zur tiefſten Stroſſe geführt, um den Arbeitern nicht nachtheilig zu werden. Auf dieſer unterſten Stroſſe befindet ſich nun zugleich die Waſchvorrichtung, um den zinnerzführenden Sand zu ſchlämmen, zu waſchen und zu

ſieben. Unter den Waſchheerden ſind Sümpfe angelegt, aus welchen das Waſſer zuletzt zu einem Gefälle gelangt, an welchem zwei Waſſerräder hängen, welche Pumpen in Bewegung ſetzen, um das Tiefſte der Grube vom Waſſer zu befreien*).

---

## Dritter Abſchnitt.

### Aufbereitung und Zugutemachung der Zinnerze.

---

Schon weiter oben beim Vorkommen des Zinnerzes haben wir bemerkt, daß ſich daſſelbe auf Lagern, Stöcken, Stockwerken, Gängen und auf Seifen finde.

Das von den erſtern vier Arten von Lagerſtätten gewonnene Erz heißt mine-tin (Bergzinn) und das von den letztern entlehnte stream-tin (Seifenzinn). Die erſtern ſind noch mit andern Metallen verunreinigt; die letztern aber faſt nur mit erdigen Foſſilien gemengt. Dieſe Verſchiedenheit in der Zuſammenſetzung der Erze hat auch eine Verſchiedenheit bei der Aufbereitung zur Folge.

Aufbereitung der Zinnerze, die in den Gruben anſtehend gewonnen werden. Die Aufbereitung (dressing) der Zinnerze ſtimmt zwar im Allgemeinen mit der der andern Erze überein, weicht aber doch in einigen Stücken ab, welche Abweichungen durch das Verhalten und durch das Vorkommen der Zinnerze herbeigeführt werden.

1) Da das Zinnerz größtentheils in der Gangart ſehr fein eingeſprengt vorkommt, ſo muß das Ganze gepocht und in feinen Schlamm verwandelt werden, damit ſich die metalliſchen Theile vollſtändig trennen können.

2) Da das Gewicht des Zinnerzes höher als das der meiſten andern Erze iſt, ſo geht durch die Wäſcharbeiten nichts verloren und es kann daher ſehr rein aufbereitet werden.

3) Da das Zinnerz in einer mäßigen Hitze nicht verändert wird, ſo kann man daſſelbe röſten, wodurch das ſpecifiſche Gewicht der Schwefel- und der Arſenikmetalle vermindert und ihre Trennung erleichtert wird.

Die Zinnerze werden daher in Folge dieſer Eigenſchaften ganz

---

*) In der Voyage métallurgique etc., dem Original, aus welchem dieſes ganze achte Kapitel entnommen worden, folgt nun hier die bereits im IV. Bde., S. 425 ꝛc. mitgetheilte Abhandlung des Hrn. Combes.

ſein gepocht, dann wiederholt gewaſchen und vor der weitern Aufbereitung geröſtet. Vor dem Pochen unterliegen die Zinnerze aber zuerſt einer Klaubarbeit, um die Berge und den Kupferkies auszuhalten und dann einer vorläufigen Waſcharbeit, um den Grubenſchmand wegzubringen. Dieſes Abwaſchen geſchieht gewöhnlich vor den Stollenmundlöchern, wobei die Erze zuweilen auf einer Art von Roſt liegen, über welchen die Stollenwaſſer fortgeführt werden. Die vom Schmand befreiten Erze werden dann auf dem Roſt geklaubt und in vier Abtheilungen ſortirt. Man macht nämlich folgende Sorten:

A reiche Zinnerze.

A′ Zinn- und Kupfererze gemeinſchaftlich vorkommend.

A″ Kupfererze.

A‴ Berge. Dieſe beſtehen größtentheils aus Gangart, aus Schwefelkies und aus Arſenikkies. Sie werden ſogleich weggeſtürzt.

Es gibt jedoch auch Zinnerzgruben, auf denen gar keine Kupfererze vorkommen. Alsdann macht man nur die beiden Sorten A und A‴.

Die Stücken A′ werden mit einem Feuſtel zerſchlagen und dann abermals geklaubt, wobei wieder die Sorten A, A″ und A‴ fallen.

Obgleich beim Klauben alle mögliche Sorgfalt angewendet wird, ſo ſind die Zinn- und Kupfererze doch oft ſo innig mit einander gemengt, daß ſie erſt durch die folgenden Aufbereitungsarbeiten getrennt werden können. Aber auch die mit der größten Sorgfalt aufbereiteten Zinnſchlieche enthalten häufig noch etwas Kupferkies.

Die mit den Kupfererzen A″ weiter vorzunehmenden Aufbereitungsarbeiten ſollen bei der Aufbereitung der Kupfererze erklärt werden.

Die Stücken A, welche reines Zinnerz enthalten, werden mehr oder weniger fein gepocht, je nachdem der Zinnſtein mehr oder weniger fein angeſprengt iſt. Die Größe des Korns (size) iſt ein Gegenſtand von großer Wichtigkeit. Sie wird beſtimmt durch eine mit Löchern verſehene Kupferplatte, durch welche die Pochwerke austragen und welche die ganze vordere Wand des Pochtrogs der Naßpochwerke bildet. — Vor einigen Jahren wurden die Pochwerke noch ſämmtlich durch Waſſerräder in Betrieb geſetzt, ſo daß ſich die Menge des aufzubereitenden Erzes nach der bewegenden Kraft des Waſſers richten mußte. Seitdem man aber Dampfmaſchinen angewendet hat, um die Pochwerke zu betreiben, hat ſich die Zinnproduktion jährlich außerordentlich vergrößert. Auf mehreren Cornwalliſer Gruben, z. B. auf Wheal-vor, Great-huas, Dolcoath, Polbice und Polgooth ſind große Dampfmaſchinen zu dieſem Zweck errichtet und die Güte des Zinns von dieſen Gruben hat ſich dabei zugleich verbeſſert. Die Grube Huel-vor beſchäftigt allein drei Dampf-

maſchinen für die Aufbereitung. Die eine Maſchine south stamps bewegt 48 Stempel; die Maſchine old stamps 36 Stempel und die dritte 24 Stempel. Die Stempel wiegen zwiſchen 370 und 387 engl. Pfunden und werden im Durchſchnitt 10½ engl. Zoll gehoben. Die größte Maſchine, south stamps, hebt jeden Stempel in der Minute 35,2 Mal, denn die Maſchine macht in der Minute 17,6 Hübe und jeder Stempel wird bei einem Hube des Cylinderkolbens zwei Mal gehoben. Dieſe Maſchine verbraucht monatlich 1062 Buſhels Steinkohlen.

Werden die Pochwerke durch ein Waſſerrad in Bewegung geſetzt, ſo beſtehen ſie nur aus einem oder aus zwei Sätzen. Bei der Anwendung einer Dampfmaſchine, als bewegende Kraft, ſind aber wohl ſechzehn Pochſätze in Thätigkeit. Jeder Satz beſteht aus drei Stempeln von Holz mit gegoſſenen Pocheiſen. Die Stempel ſind nicht geſchlitzt und werden in gewöhnlicher Art durch Daumen an der Welle gehoben. Die Pocheiſen ſind etwas breiter als die Stempel, ſo daß faſt gar kein Zwiſchenraum zwiſchen ihnen bleibt, ſondern der Pochtrog faſt ganz ausgefüllt iſt. Die Pocheiſen ſind nicht ganz quadratiſch, ſondern die Grundfläche bildet ein Rechteck, deſſen längere Seiten mit der Breite des Pochtrogs korreſpondiren. Die Wände des Pochtrogs beſtehen aus durchlöcherten Kupferplatten. Die Größe der Löcher richtet ſich nach der Feinheit des Korns, welche man bezweckt, weshalb dieſe Kupferplatten auch nach Umſtänden ausgewechſelt werden. Die Pochwaſſer werden zuerſt in gewöhnlicher Art in den Pochtrog geſchlagen und aus dieſem in Sümpfe geleitet, worin ſich das ſchwerſte und reichſte Mehl abſetzt. Aus den röſchen Sümpfen gehen die Pochtrüben in Schlammſümpfe und man unterſcheidet bei der hieſigen Mehlführung:

B reiches Mehl von den Pochwerken.
B′ armes Mehl von den Pochwerken.
B″ Schlämme von den Pochwerken aus den Schlammſümpfen.

Das Mehl B wird auf einem etwa 5 Meter langen, 1 Meter breiten und ſehr wenig geneigten Schlämmgraben gewaſchen (buddled). Das Waſſer ſteht wie gewöhnlich in einer über dem Heerd des Schlämmgrabens angebrachten Abtheilung und fließt auf den Heerd nieder. Ein Knabe trägt ununterbrochen das Mehl in jene obere Abtheilung des Schlämmgrabens und ein anderer ſetzt es immer wieder der Wirkung des Waſſerſtroms auf dem Heerd aus. Die Gemengtheile des Mehls ordnen ſich nun auf dem Heerde des Grabens nach Maasgabe ihres ſpecifiſchen Gewichts. Das Zinnerz als das ſchwerſte nimmt den obern Theil des Heerds, der Schwefelkies, Kupferkies und Arſenikkies nehmen den mittlern Theil und die erdartigen Foſſilien, ſo wie die leichtern Metalloxyde, z. B. die Eiſenoxyde, den untern Theil des Heerds ein. Dieſe Trennung iſt jedoch nicht ſo vollſtändig, als es zu wünſchen wäre. Mehrere



Digitized by Google

Umſtände machen nämlich den Erfolg unvollkommen, z. B. die Verſchiedenheit des Korns des Mehls, wodurch die größern Körner von den geſchwefelten Metallen zum Theil auf der oberſten Abtheilung des Heerds liegen bleiben, während dagegen ſehr feine Zinnſteinkörner durch das Waſſer weiter, als es ſollte, fortgeführt werden. Dieſe letztern Theile gehen jedoch nicht verloren, ſondern ſetzen ſich in den Schlammſümpfen ab.

Die Arbeit auf den Schlämmgräben gibt folgende vier Produkte:

C Grabenmehl von der obern Abtheilung des Heerds, welches ſehr reich an Zinnerz iſt.

C' Mittelſtich, der etwas Zinnerz, ferner Schwefelkies, Kupferkies und Arſenikkies enthält.

C'' Unterſtich, welcher wie die Kupfererze behandelt wird.

C''' Schlämme, die noch etwas Zinnerz enthalten und in Sümpfen aufgefangen werden.

Der Oberſtich C wird noch ein zweites Mal auf den Schlämmgraben zum Reinmachen gebracht und gibt dann abermals vier Produkte, von denen das erſte, D, ein Schliech iſt, der nicht weiter gewaſchen werden kann, wenn das Pochmehl reich war, weil man ſonſt zu viel Zinnerz verlieren würde. Dieſer Schliech enthält aber doch noch einige Kupfererztheile, welche, wie wir ſogleich anführen werden, durch Calciniren geſchieden werden müſſen. Wenn aber das Pochmehl nur arm war, ſo kommt das gereinigte Grabenmehl zum dritten Mal auf den Schlämmgraben, um das Zinnerz darin mehr zu concentriren. — Die andern Produkte dieſer Reinmacharbeit ſind übereinſtimmend mit C', C'' und C''' und werden eben ſo behandelt wie dieſe.

Der Mittelſtich C' wird zwei Mal wieder auf dem Schlämmgraben gewaſchen und gibt:

D' Zinnerz, welches ſehr viel Wolfram, auch noch viele geſchwefelte und mit Arſenik verbundene Metalle enthält. — Das andere Waſchprodukt iſt übereinſtimmend mit C''.

Der Unterſtich C'', welcher ſehr reich an Kupferkies iſt, wird auf Planheerden verwaſchen, wobei oben auf dem Heerd noch etwas Zinnerz zurückbleibt, welches zu den Schlämmgraben gebracht wird. Was ſonſt auf dem Heerde bleibt, wird als Kupfererz behandelt und weiter aufbereitet.

Die Schlämme C''' laſſen ſich auf dem Schlämmgraben nicht verwaſchen, weil das Waſſer alles wieder wegſpülen würde. Sie kommen zuerſt auf einen kurzen und faſt horizontal liegenden Schlammheerd, worauf der größte Theil der erdartigen Beimengungen weggewaſchen wird.

Dieſe Schlämmarbeit (trunking) beſteht aus zwei Operationen. Die erſte hat den Zweck, die Zähigkeit der Schlämme zu vermeiden;

ſie erfolgt in der obern Abtheilung des Schlämmkaſtens (trunk-box), in welche der Waſſerſtrom zuvörderſt gelangt, um darauf auf die Tafel zu fallen.

Der Durchſchnitt und der Grundriß (Fig. 1 und 2, Taf. 26) geben einen Begriff von der Geſtalt und den Dimenſionen der trunk-box.

Der Schlamm häuft ſich in **M** an; der Arbeiter ſtößt ihn mit der Kratze von **a** nach **b** zurück. Die metalliſchen Theile werden durch einen Waſſerſtrom auf die Tafel geführt und darauf abgeſetzt. Die erdigen Theile werden in einen Kaſten geführt.

Die im Kaſten geſammelten Vorräthe werden in zwei Theile getheilt, von denen der eine ein zweites und der andere zwei Mal auf dem Kehrheerd (rack) gewaſchen werden.

Aber nicht blos die Schlammſchlieche, ſondern auch die röſchen Schlieche haben immer noch metalliſche Foſſilien beigemengt, deren ſpecifiſches Gewicht ſich dem der Zinnerze nähert; weshalb ſie durch keine Art der Wäſcharbeit weggebracht werden konnten. Von dieſen beigemengten Subſtanzen wird aber der größte Theil in der Rothglühhitze, in welcher das Zinnerz ganz unverändert bleibt, zerſetzt, ſo daß dies Verhalten ein Mittel abgegeben hat, eine reinere Aufbereitung der Zinnerze zu bewerkſtelligen.

Das Röſten der Schlieche geſchieht im Röſthauſe (burning-house), worin ſich ein oder mehrere Flammöfen befinden, je nachdem die Hütte es erfordert. Die Dimenſionen dieſer Roſtöfen ſcheinen ziemlich verſchieden zu ſeyn. Auf der Grube Poldice ſind ſie 3—4 Meter lang und $2\frac{1}{2}$—3 Meter breit. Der Röſtheerd (Fig. 31 und 32, Taf. 25) liegt ganz horizontal; der Roſt in einer Höhe mit dem Heerde, von welchem er nur durch eine 10 Zoll hohe und eben ſo breite Brücke getrennt wird. Das Gewölbe, welches 0,65 Meter über dem Roſt liegt, ſenkt ſich ganz ſchwach nach der dem Feuerraum entgegengeſetzten Seite, woſelbſt der Fuchs in dem obern Theil des hier etwa 0,5 Meter von der Heerdſohle entfernten Gewölbes angebracht iſt. In dem Ofen befindet ſich außer dem Schürloch nur eine einzige Oeffnung, welche zum Eintragen des rohen und zum Ausziehen des geröſteten Schliechs dient und dem Roſt gegenüber, unter der Fuchsöffnung, in dem Niveau der Heerdſohle angebracht iſt. Dieſe Oeffnung kann mit einer Thüre aus Eiſenblech geſchloſſen werden. Der Fuchs über dieſer Oeffnung führt nicht unmittelbar in die Eſſe, ſondern er ſteht zuerſt mit mehreren, nach der Länge des Roſtofens hin und her geleiteten gemauerten Kanälen in Verbindung, in welchen ſich die Schwefel- und Arſenikdämpfe verdichten ſollen, ehe ſie zur Eſſe gelangen. Ueber der Einſatzöffnung befindet ſich indeß ebenfalls ein gemauerter Schirm, welcher unmittelbar mit der Eſſe in Verbindung ſteht und zum Abziehen derjenigen Dämpfe dient, welche in ſolchen Fällen aus der Einſatz-

öffnung ſtrömen, wenn dieſe wegen der vorzunehmenden Arbeiten nicht geſchloſſen gehalten werden kann. Ohne dieſe Einrichtung würden die Arbeiter von den Dämpfen zu viel leiden.

Es werden jedes Mal 6 Ctr. Schlieche aufgetragen. Die Röſtung dauert zwölf bis achtzehn Stunden; je nachdem die Schlieche mehr oder weniger rein von beigemengten Metallen ſind. Zu Anfange gibt man nur ſchwaches Feuer und verſtärkt daſſelbe nach und nach bis zum dunkeln Rothglühen, in welchem Zuſtand es mehrere Stunden lang erhalten wird. Die Einſatzöffnung iſt dabei geſchloſſen und man rührt die Schlieche nur von Zeit zu Zeit mit einer eiſernen Kratze um, damit ſie nicht zuſammenbacken (to kern) und damit der erhitzten Luft immer eine neue Oberfläche dargeboten werde. Dies Wenden und Umrühren muß um ſo öfterer geſchehen, je kieshaltiger die Schlieche ſind. Es verflüchtigt ſich dabei viel Schwefel und Arſenik. Die arſenikaliſchen Ofenbrüche werden zur Bereitung von weißem Arſenik angewendet und zu dieſem Zweck verkauft. Der Schwefel verflüchtigt ſich zum größten Theil gänzlich und nur der Arſenik ſetzt ſich im oxydirten Zuſtand in den Verdichtungskanälen ab. Enthielten die Schlieche Eiſen im metalliſchen oder oxydulirten Zuſtande, ſo wird daſſelbe vollkommen oxydirt und läßt ſich dann bei der folgenden Aufbereitung leicht wegbringen. Wenn die Schlieche abgeröſtet ſind, welches ſich daran erkennen läßt, daß ſich keine Dämpfe mehr entwickeln, ſo werden ſie ausgezogen und einige Tage lang der Einwirkung der Atmoſphäre ausgeſetzt, damit ſich die Schwefelverbindungen in ſchwefelſaure umändern. Dann bringt man ſie in mit Waſſer angefüllte Butten, rührt ſie mit hölzernen Stangen um und läßt ſie ruhig ſich ſetzen. Der ſich bildende Kupfervitriol wird dabei vom Waſſer aufgenommen. Nach einiger Zeit wird das vitrioliſche Waſſer abgelaſſen und in ein anderes Gefäß gebracht, worin ſich altes Eiſen befindet, um den Kupfervitriol zu zerſetzen und Cementkupfer zu bilden. Hat das Waſſer den ganzen Kupfergehalt fallen laſſen, welches ſich beim Eintauchen von polirtem Eiſen leicht zu erkennen gibt, ſo wird es durch anderes vitrioliſches Waſſer wieder erſetzt. Bei einer guten Leitung der Arbeit muß faſt der ganze Kupfergehalt der Zinnerze als Cementkupfer abgeſchieden werden können.

Die ausgelaugten Zinnerzſchlieche kommen nun zuerſt auf eine Siebvorrichtung, um die beim Röſten zuſammen gebackenen Theile zu trennen. Was auf dem Siebe zurückbleibt, wird gepocht und dann eben ſo wie das reiche Zinnerz behandelt.— Was aber durch das Sieb gegangen iſt, läßt ſich durch die beim Röſten vorgegangenen Miſchungsveränderungen, wobei das ſpecifiſche Gewicht der früher im metalliſchen Zuſtande vorhanden geweſenen Beimengungen ungemein verändert worden iſt, ſehr leicht aufbereiten. Nach dem verſchiedenen Korn der Schlieche werden zum Reinmachen entweder

Schlämmgräben oder kurze Schlämmheerde oder Planheerde angewendet. Man erhält dabei folgende Produkte:

1) Verkäuflichen Zinnſchlich, der 50—75 Proz. Zinn enthält. Er heißt Schwarzzinn (black tin) im Gegenſatz von Weißzinn (white tin), worunter man das metalliſche Zinn verſteht.

2) Mittelſtich, nämlich Zinnſchlich, der noch ſehr mit Wolfram gemengt iſt. Er gibt bei der weitern Aufbereitung wolframhaltigen Zinnſchlich, der hier mock lead genannt wird.

3) Unterſtich.

4) Schlämme, die ſich in den Sümpfen abſetzen und welche zuerſt auf den kurzen Schlämmheerden und dann auf dem Schlämmgraben weiter aufbereitet werden.

Der Unterſtich, welcher Eiſenwolfram u. ſ. f. enthält, iſt noch reich an Zinnerz, läßt ſich aber in dieſem Zuſtande nicht rein waſchen, ſondern muß vorher ganz todt gepocht werden. Man ſetzt beim Pochen Quarzſtücken zu, um die Stempel auf das kleine Korn beſſer wirken zu laſſen. Die erhaltenen feinen Schlämme werden zu black tin verwaſchen.

Ein zu Polgooth bei St. Auſtle erfolgtes Schlämmverfahren weicht von dem vorhergehenden in der Anwendung der Schlämmfäſſer (tossing tubs) und der Kehrheerde (racks) ab.

Das Schlämmen in dem Schlämmfaß (tossing) dient dazu, von dem reinen Schlich in den weichen Vorräthen die feinen Theilchen zu trennen. Es beſteht darin, die Vorräthe in große cylindriſche oder etwas koniſche Fäſſer zu werfen und eine gewiſſe Waſſermenge darauf fließen zu laſſen und das Ganze darauf drei oder vier Minuten lang mit einer eiſernen Schaufel umzurühren. Man ſchöpft darauf einen kleinen Theil der Flüſſigkeit mittelſt eines mit einem Stiel verſehenen Gefäßes heraus, während ein anderer Arbeiter acht bis zehn Minuten lang an die Wände des Faſſes ſchlägt, wodurch der Niederſchlag der ſchwerern Theile befördert wird. Die Flüſſigkeit wird abgegoſſen und der im Faſſe zurückgebliebene Vorrath in drei Lagen getheilt. — Die beiden obern minder reichen werden auf Kehrheerden weiter verarbeitet und die untere, ſehr ſtarke Lage kommt zur Röſtung. Die Vorräthe, welche in den Schlämmfäſſern zur Bearbeitung kommen, ſind die reichen Vorräthe aus den Schlämmgräben.

Die Kehrheerde (racks) beſtehen aus einem Geſtell C (Fig. 3 und 4, Taf. 26), welches einen gegen den Horizont geneigten Heerd a b c d trägt, der um zwei Zapfen K K' gedreht werden kann. Eine geneigte Ebene T dient dem Heerd als Bühne und iſt mittelſt einer Tafel P, die an einem Lederſtreifen L befeſtigt iſt, mit dem Heerde C in Verbindung geſetzt.

Die Neigung dieſer Heerde beträgt gewöhnlich 5 Zoll auf 9 Fuß; ſie iſt nach der Beſchaffenheit der Erze etwas verſchieden.

Bei zähen, feinen Vorräthen iſt ſie geringer und man läßt weniger Waſſer hinzu und umgekehrt.

Man wirft 20—25 Pfd. Schlämme auf ein Mal auf die Bühne T; ein Mädchen zieht ſie mit einer Kratze aus und ein Waſſerſtrom führt einen Theil davon auf den Heerd, wo er gewaſchen wird. Die feinen Schlämme fallen alsdann mittelſt einer Spalte F in den Vorrathskaſten B.

Wenn nach einem einige Minuten lang fortgeſetzten Schlämmen der Schliech rein genug zu ſeyn ſcheint, ſo dreht der Arbeiter den Heerd um die Zapfen KK′, ſo daß das darauf Befindliche in die darunter angebrachten Käſten fällt.

In B findet ſich Schlämm, in B′ ein unreiner Schliech, den man wieder auf den Heerd ſticht und in B″ ein zur Röſtung fertiger Schliech.

## Aufbereitung der Zinnſeifenerze.

Die zinnerzführende Sandſchicht wird auf einem großen Schlämmgraben verwaſchen, welches ſehr leicht von Statten geht, weil die Zinnerze nur mit erdigen Beimengungen verunreinigt ſind, welche das Waſſer nach dem untern Theil des Heerds bringt und die reichern Theile auf dem obern Theil des Heerds liegen läßt. Die Wäſcher ſtehen bei dieſer Arbeit auf dem Heerde ſelbſt. Das von dieſer erſten Operation erhaltene Produkt ſind Geſchiebe von ſehr verſchiedener Größe. Die größern Geſchiebe beſtehen aus Quarz und andern Subſtanzen, welche Zinnerz eingeſprengt enthalten, zum Beweiſe, daß dieſe Geſchiebe ihren Urſprung von zerſtörten Gängen ableiten, obgleich es immer merkwürdig bleibt, daß ſie von allen geſchwefelten und arſenikaliſchen metalliſchen Beimengungen frei ſind.

Die erhaltenen Geſchiebe kommen nun zum Siebſetzen, wobei zwei Sorten gemacht werden, nämlich die kleinern Theile, welche durch das Sieb gehen und die größern Geſchiebe, welche auf dem Siebe liegen bleiben. Die letztern werden noch einer Klaubarbeit unterworfen, um das darin enthaltene reine Zinnerz auszuſuchen und zum Verſchmelzen abzugeben. Was nicht reines Zinnerz iſt, kommt ins Pochwerk. Das Pochmehl iſt ſehr reich und läßt ſich leicht waſchen, weil das Zinnerz nur mit erdigen Gemengtheilen verunreinigt iſt. Das Verwaſchen geſchieht auf ſehr breiten Planheerden. — Die durch das Sieb gegangenen kleineren Theile enthalten ebenfalls noch erdige Beimengungen und werden eben ſo rein gemacht, wie das Pochmehl, welches vom Verpochen der größeren Geſchiebe erhalten ward.

## Probiren und Schmelzen der Zinnerze.

Die Zinnerze, welche in Cornwallis und Devonſhire gewonnen werden, müſſen dort auch zu Gute gemacht werden, weil die Ausfuhr von Zinnerzen aus jenen Provinzen geſetzmäßig nicht Statt finden darf. Dieſes Verbot erſcheint dadurch weniger hart, daß das Brennmaterial zum Erzſchmelzen aus Wallis bezogen wird und daß die Kohlenſchiffe als Rückladung wieder Kupfererze für Swanſea und Neath erhalten. Die Beſitzer der Schmelzhütten ſind gewöhnlich nicht Grubeneigenthümer, ſondern ſie kaufen von dieſen das Zinnerz nach Belieben. Die Zahlung dafür erfolgt nach Maasgabe der Reichhaltigkeit und der Reinheit der Schlieche, wobei man ſich folgender Probe bedient.

*Erzprobe.* Wenn zu einer Schmelzhütte eine gewiſſe Anzahl von Säcken Erz von einer und derſelben Qualität abgeliefert iſt, wird aus jedem Sack eine verjüngte Probe genommen. Alle Proben werden dann möglichſt genau durch einander gemengt, um eine mittlere Durchſchnittsprobe zu erhalten. Von dieſer Probe werden gewöhnlich 2 Unzen abgewogen und mit ſehr wenig (etwa mit 4 Proz.) gepulverter Steinkohle gemengt. Das Gemenge wird in einen offenen Thontiegel gebracht und in einem Windofen, der mit Koaks gefeuert wird und welcher etwa 0,24 Meter im Durchſchnitt lang und breit iſt, geſchmolzen. Gewöhnlich werden an einem Tage alle Proben gemacht, ſo daß ſich der Ofen beim Probiren in voller Hitze befindet. Die Probe bleibt etwa eine Viertelſtunde ſtehen und dann iſt die Reduktion erfolgt. Das Zinn wird in einem Einguß ausgegoſſen und die übrige geſchmolzene Maſſe in einen eiſernen Mörſer gethan und zerſtoßen, um die Zinnkörnchen auszuleſen, welche mit der Zinnbarre zugleich abgezogen werden. — Dieſe Probe erſcheint ſehr unvollkommen, denn ſie gibt nur etwa den Gehalt an, welcher beim Verſchmelzen im Großen erhalten wird. Dieſelben Erze, welche im Laboratorium der Pariſer Bergſchule probirt wurden, zeigten einen 4—5 Proz. größern Gehalt. Wir bedienten uns eines mit Kohlenlöſche ausgefütterten Tiegels und eines Zuſchlags von 5 Proz. verglaſten Borax. Zuerſt ward eine Stunde lang ſchwach, dann eine Stunde lang ſtark gefeuert und endlich eine Viertelſtunde lang ein ſehr heftiges Feuer gegeben. Dies Verfahren, welches für die Zinnproben das beſte iſt, hat nur den Nachtheil, daß ſich dabei auch das Eiſen reducirt.

Beim *Zugutemachen* der Zinnerze ſind zwei verſchiedene Methoden in Anwendung.

Entweder wird nämlich ein Gemenge von Zinnerzen und Kohlen auf einem Flammofenheerd mit Steinkohlen geſchmolzen oder die Schmelzung erfolgt bei Holzkohlen im Krummofen. Dies letztere Verfahren findet nur auf ſehr wenigen Hütten Statt, um ſehr reines

Zinn zu erhalten, welches in England grain tin und in Frankreich étain en larmes genannt und bei einigen Künſten zu Malerfarben u. ſ. f. nothwendig gebraucht wird. Nur das stream tin oder die Seifenerze werden auf dieſe Weiſe verſchmolzen.

## Flammöfen zum Zinnſchmelzen.

Deren gibt es zwei Arten; die eine zum Schmelzen der Erze, die andere zum Affiniren oder Reinigen des Zinns. Die Hüttenwerke, worin dieſe Zugutemachungsmethode in Anwendung kommt, heißen Schmelzhütten (smelting-houses).

Die Flammöfen zum Reduciren und Schmelzen der Zinnerze (Fig. 6 und 7, Taf. 26) haben einen etwa 3,3 Meter langen und in der größten Breite (denn die Geſtalt des Heerds iſt oval) 1,7 bis 2,2 Meter breiten Heerd. Das Gewölbe iſt äußerſt flach; über dem Roſtraum, wo es am höchſten iſt, liegt es nur 0,5 Meter über der Heerdſohle und zugleich auch über dem Roſt, weil der letztere ſich mit der Heerdſohle in einem Niveau befindet und von derſelben nur durch eine 8 Zoll hohe und 12 Zoll breite Brücke getrennt iſt. Der Roſtraum zum Verbrennen der Steinkohlen iſt etwa 0,7 Meter breit und 1,5 Meter lang. In dem Flammofen befinden ſich außer dem Schürloch zwei Oeffnungen. Eine davon liegt an der einen langen Seite des Flammofens und dient zum Eintragen der Beſchickung; die andere iſt an der kurzen dem Roſt gegenüber ſtehenden Seite unter der Fuchsöffnung angebracht und dient zum Umrühren der geſchmolzenen Maſſe, ſo wie zum Ablaſſen der Schlacke. Die Heerdſohle iſt nur ganz ſchwach ausgehöhlt. Sie hat den tiefſten Punkt a (Fig. 7) zum Abſtechen des geſchmolzenen Metalls unter der Seitenöffnung des Ofens, welche zum Eintragen der Beſchickung beſtimmt war. Dieſe Stichöffnung führt zu einem Stichheerd b, welcher ſich unmittelbar unter der Seitenöffnung des Ofens befindet und iſt während des Gangs des Ofens mit Thon oder mit Mörtel geſchloſſen. Dieſer Pfropf wird weggeſtoßen, wenn die Schmelzung beendigt iſt.

Die Flammöfen zum Reinigen des Zinns [Fig. 5 und 6, Taf. 26]*) ſtimmen mit den vorigen ganz überein, nur mit dem Unterſchiede, daß ſtatt des Stichheerds ein etwas größerer Heerd zur Aufnahme des gereinigten Zinns angebracht iſt. Dieſer Heerd hat etwa 1,3 Meter im Durchmeſſer und iſt 0,8 Meter tief. Er

*) Da die Oefen zum Schmelzen und die zum Reinigen einander in Beziehung auf das äußere Mauerwerk ganz gleich ſind, ſo iſt der Stichheerd b und der Reinigungsheerd c auf denſelben Figuren 5 und 6 vereinigt, um nicht von dieſen beiden Oefen beſondere Abbildungen zu geben.

iſt entweder aus Ziegeln gemauert oder er beſteht aus einem gegoſſenen eiſernen Keſſel (kettle). Unter dieſem Heerde befindet ſich ein Roſt, um den Keſſel oder Heerd in Hitze zu erhalten, weshalb die Anwendung eines gegoſſenen Keſſels den Vorzug verdient. Ueber dieſem Läuter- oder Affinirheerd iſt ein kleiner eiſerner Krahn angebracht, der ſich ſeitwärts drehen läßt und mit einer eiſernen Zange zum Auf- und Niederlaſſen verſehen iſt. In dieſe Zange werden Reiſigbündel geſteckt, die man in das Metallbad hinunterlaſſen kann.

## Krummöfen zum Zinnſchmelzen.

Die zum Verſchmelzen der Zinnerze beſtimmten Krummöfen ſtehen in einer Hütte, welche zum Unterſchiede von der vorigen blowing-houses, Blaſehütten, genannt werden, weil zum Betrieb ein Gebläſe angewendet werden muß. Die Oefen ſind von der Sohle bis zur Gicht 4,92 Meter hoch und ſtehen unter einer weiten Eſſe, welche mit Kammern zum Auffangen des metallhaltenden Staubs beſtimmt ſind, der durch den Windſtrom fortgeführt wird. Die Kammern liegen nicht ſenkrecht über dem Ofen, ſondern ſeitwärts, weshalb die Eſſe etwas ſchief geſchleppt iſt. Der Rauchſchacht iſt gemauert und bildet ein Prisma, deſſen Grundfläche etwas größer iſt, als die Höhe des Ofens, die Gicht iſt rund zugeführt und hat etwa 0,4 Meter im Durchmeſſer. Ueber die Geſtalt und die Dimenſionen des Kernſchachts haben wir keine zuverläſſige Auskunft erhalten können. Es ſcheint, daß er aus einem ſenkrecht ſtehenden gegoſſenen eiſernen, mit Thon bekleideten und mit einer Formöffnung verſehenen Cylinder beſteht. Die Form liegt in geringer Höhe über der Heerdſohle und hier iſt der Cylinder etwas ausgeweitet, um Raum für den Sammelheerd zu erhalten, welcher theils unter dem Ofenſchacht, theils aber vor der Vorwand, außerhalb des Ofens liegt. Dieſe Vorwand ſcheint mit einer blinden Mauer verſehen zu ſeyn, um ſie bei vorkommenden Reparaturen oder, wenn es ſonſt erforderlich iſt, ſchnell einreißen zu können. Der Sammelheerd ſteht mit einem Vorheerd in Verbindung, welcher größer iſt, als der erſtere. Die Stichöffnung, welche beide verbindet, hat nur ein ſchwaches Fallen. Der Durchmeſſer des Vorheerds beträgt etwa 1 Meter und ſeine Tiefe 0,6 Meter. Dieſer Vorheerd ſteht zuletzt noch mit einem dritten oder mit dem Läuterheerd in Verbindung, der 1,3 Meter im Durchmeſſer und 0,8 Meter Tiefe hat. Alle dieſe Heerde ſind gemauert oder ſie beſtehen aus Gußeiſen.

**Verſchmelzung der Zinnerze in Flammöfen.** Alle Erze, die in den Gruben gewonnen werden (mine tin) und ſelbſt einige Seifenerze (stream tin) werden bei Steinkohlen in Flamm-

öfen geſchmolzen. Die zum Verſchmelzen beſtimmten Erze, deren Gehalt an Zinn von 50—70 Proz. veränderlich iſt, werden in großen hölzernen Kaſten ſorgfältig in dünnen Schichten über einander ausgebreitet, um auf dieſe Weiſe ſtets ein Erzgemenge von gleicher Reichhaltigkeit und von einer beſtimmten Reinheit zu erhalten. Man richtet ſich bei der Gattirung gewöhnlich ſo ein, daß 12½—13 Theile Zinn auf 20 Theile des zu verarbeitenden Erzes kommen oder daß die Gattirung 62½—65 Proz. Zinn gibt. Die Reinheit der Erze beurtheilt man nach den Beimengungen von Eiſen, Kupfer und Arſenik, die in den Schliechen noch zurückgeblieben ſind und macht in dieſer Hinſicht zwei Gattirungen, von denen eine jede ein Produkt von einem beſtimmten Grade der Reinheit ausgibt. Von welchen Rückſichten man ausgeht, um dieſe Gattirungen in der bezweckten Art zu erhalten, haben wir nicht in Erfahrung bringen können, ſondern wiſſen nur, daß man durch dieſe beiden Arten der Gattirung zwei Arten Zinn vom Flammofenbetrieb erhält, welche mit dem block tin und refined tin übereinſtimmen.

Die Behandlung der Zinnerze in Flammöfen zerfällt in zwei Theile, nämlich in die eigentliche Schmelzung und in das Raffinirſchmelzen.

Schmelzproceß. Vor dem Eintragen des Zinnſchliechs auf den Heerd des Flammofens wird er mit zerpulverten magern Steinkohlen, die man culm nennt, vermengt. Dieſe Steinkohlenart kommt aus der Kohlenablagerung in Glamorgan, worauf in der Nähe von Neath ein bedeutender Bergbau geführt wird. Die Kohle iſt ſehr wenig bituminös und hat alle äußern Kennzeichen des Anthracits. Man wendet eine möglichſt magere Kohle an, um das Zuſammenbacken zu verhindern. Das Verhältniß des culm hängt von der Beſchaffenheit der Schlieche ab. Zuweilen nimmt man den funfzehnten, zuweilen den zehnten, zuweilen auch wohl den achten Theil vom Erz, dem Gewicht nach. In einigen Fällen wird auch wohl ein Zuſchlag von gebranntem Kalk gegeben, um die Schmelzbarkeit der Schlieche zu befördern. Das Gemenge wird ſehr ſorgfältig gemacht und etwas angefeuchtet, um das Eintragen zu erleichtern und zu verhindern, daß der Luftſtrom in den erſten Zeiträumen etwas mit ſich fortnimmt. Zu jedem Satz werden 12, zuweilen auch wohl 16 Ctr. Schliech genommen. Wenn der Satz aufgetragen iſt, werden alle Thüren ſorgfältig geſchloſſen und verſchmiert und die Hitze im Ofen nur ſtufenweiſe verſtärkt. Wendet man gleich zu Anfange eine zu ſtarke Hitze an, ſo verbindet ſich das Zinnoxyd mit dem Quarz der Bergart zu einem Email. Die Feuerung wird ſechs bis acht Stunden lang ununterbrochen fortgeſetzt, während welcher Zeit alle Thüren geſchloſſen bleiben, folglich auch kein Umrühren der Erze Statt finden kann. Nach Verlauf dieſer Zeit befindet ſich gewöhnlich alles im Fluß. Alsdann wird

die dem Roſt gegenüber liegende Thüre geöffnet und die geſchmolzene Maſſe durchgerührt, um die Scheidung der Zinnkörnchen von der Schlacke zu befördern und nachzuſehen, ob die Maſſe gehörig in dünnen Fluß gekommen iſt. Hat dies wirklich Statt gefunden, ſo wird die Schlacke aus derſelben Ofenöffnung mit eiſernen Kratzen vom Heerd gezogen und dann ſogleich ſortirt. Zur erſten Klaſſe A, welche etwa drei Viertheile der ganzen Maſſe ausmacht, gehören die ganz reinen Schlacken, die keine Bearbeitung weiter lohnen und ſofort weggeſtürzt werden. Die zweite Klaſſe B enthält noch einige Zinnkörnchen und wird zum Verpochen gegeben. Die letzte Klaſſe C, welche von der Oberfläche des Zinnbads unmittelbar abgeſtrichen wird, enthält noch eine beträchtliche Menge Zinn in Körnern und Flaſchen. Dieſe Schlacken, deren Quantität indeß unbedeutend iſt, werden bei Seite gelegt und noch ein Mal geſchmolzen. — Die Schlacken B geben beim Verpochen etwa 6 Proz. Zinn aus. Wir haben dieſe verſchiedenen Schlackenarten unterſucht und gefunden, daß ſie wenigſtens noch 10 Proz. Zinn in chemiſcher Verbindung mit den übrigen Beſtandtheilen enthalten, folglich wegen dieſes Zinngehalts noch immer mit Vortheil über dem Krummofen durchgeſtochen werden könnten, wie dies in Sachſen geſchieht. Dagegen erhält man beim Verſchmelzen der Zinnſchlieche im Flammofen in England auch nur ſehr wenig Schlacke, nämlich höchſtens 12 Proz., wogegen die glaſige Schlacke in Sachſen ein Haufwerk bildet, welches wenigſtens ſo viel beträgt, als die verſchmolzenen Schlieche.

Wenn die Schlacken abgeſtrichen ſind, öffnet man den Stich, der zum Stichheerd führt und läßt das Zinn ablaufen. In dieſem Heerde bleibt es einige Zeit ſtehen, damit die demſelben mechaniſch beigemengten Schlacken und Unreinigkeiten ſich in die Höhe begeben und abgezogen werden können. Sobald ſich das Zinn durch Ruhe geläutert hat, wird es in gußeiſerne Formen gekellt und nach dem völligen Erkalten ausgeſchlagen.

Raffiniren des Zinns. Der Zweck dieſer Arbeit iſt die möglichſt vollſtändige Abſcheidung der Metalle, welche ſich gleichzeitig mit reducirt haben, von dem Zinn. Dieſe Metalle ſind vorzüglich Eiſen, Kupfer, Arſenik und Wolfram, wozu ſich noch metalliſche Verbindungen von Schwefel und Arſenik geſellen, die der Zerſetzung entgangen ſind, ferner etwas unreducirtes Zinnoxyd und ſelbſt noch einige erdartigen Subſtanzen, welche ſich nicht in die Schlacke gezogen haben. — Dieſe Reinigungsarbeit beſteht aus zwei Operationen, nämlich aus der Schmelzung und aus dem eigentlichen Raffiniren. — Die Schmelzung findet in Flammöfen Statt, die eben ſo wie die zum Schliechſchmelzen eingerichtet ſind (Fig. 5 und 6, Taf. 26). Die umzuſchmelzenden Zinnmulden werden nahe an der Feuerbrücke auf dem Heerd des Flammofens aufgeſtellt und

bei ſchwachem Feuer eingeſchmolzen. Das geſchmolzene Zinn läuft unmittelbar in den Läuterheerd. Nach einiger Zeit geben die Zinnmulden kein Zinn mehr ab und laſſen auf der Heerdſohle ein ſehr eiſenſchüſſiges Metallgemiſch zurück. Es werden nun neue Zinnmulden aufgeſetzt und unmittelbar auf die Rückſtände von den vorigen gelegt, womit man ſo lange fortfährt, bis der Läuterheerd, welcher etwa 5 Tonnen oder etwa 100 Ctr. Zinn faſſen kann, ganz angefüllt iſt. Die Rückſtände werden ausgebrochen und bis zu der weiter unten zu erwähnenden Benutzung aufbewahrt.

Um nun das eigentliche Raffiniren zu bewerkſtelligen, werden Bunde von grünem Reiſig vermittelſt der vorhin erwähnten Vorrichtung (Fig. 5, Taf. 26) in das im Läuterheerd befindliche Zinnbad getaucht. Die Gasentwicklung aus dem Reiſig bewirkt ein ununterbrochenes Aufkochen des Zinns, wodurch ſich auf der Oberfläche eine Art von Schaum abſetzt und verurſacht, daß ſich die ſchwereren unreinen Gemengtheile zu Boden ſetzen. Der Schaum, welcher faſt gänzlich aus Oxyden von Zinn und von andern Metallen beſteht, wird, ſo wie er ſich bildet, abgezogen und gleich wieder in den Ofen zurück geworfen. — Wenn das Zinn eine hinreichend lange Zeit aufgekocht hat, zieht man die grünen Reiſigbündel wieder heraus und läßt das Zinnbad ruhig ſtehen. Dabei bilden ſich in verſchiedenen Höhen verſchiedene Verbindungen. Die oberſte Schicht iſt die reinſte; die mittlere hat ſchon einige fremde Metalle beigemengt und die unterſte iſt ſehr unrein. Wenn das Zinn anfangen will zu erſtarren und man nicht hoffen kann, daß ſich die verſchiedenen Schichten noch vollſtändiger trennen werden, ſo wird es mit Gieskellen in gußeiſerne Formen gegoſſen. Die Reinheit der Zinnmulden hängt nun, wie leicht einzuſehen, von der Reihenfolge ab, in welcher ſie erhalten wurden. Die zuletzt aus dem Tiefſten des Läuterheerds ausgekellten ſind gewöhnlich ſo unrein, daß ſie einer neuen Reinigungsarbeit unterworfen werden müſſen, wobei eben ſo verfahren wird, wie vorhin. — Die ganze Operation des Raffinirens dauert fünf bis ſechs Stunden, nämlich eine Stunde, um den Läuterkeſſel anzufüllen, drei Stunden, um das Zinnbad mit dem grünen Reiſig auskochen zu laſſen und ein oder zwei Stunden zum Setzen und Auskellen des Metalls.

Statt des künſtlichen Aufkochens wendet man oft ein einfacheres Verfahren — tossing genannt — an. Der Arbeiter nimmt nämlich eine Kelle voll Zinn und gießt es von einer gewiſſen Höhe wieder in den Läuterheerd zurück, wodurch die ganze Maſſe in Bewegung kommt. Dies Verfahren wird ununterbrochen längere Zeit hindurch wiederholt und das Metallbad alsdann abgeſchäumt. War das Zinn nicht gar zu unrein, ſo wird es nach dem Abſchäumen ſogleich in Formen gegoſſen. Iſt es aber ſehr unrein, ſo muß es, um eine vollſtändigere Trennung der Metalle zu bewirken, einige

Digitized by Google

Zeit durch unter dem Läuterheerd angebrachtes Feuer flüſſig erhalten werden, ohne es in Bewegung zu bringen. Dadurch wird der obere Theil des Metallbads (wenigſtens die Hälfte) hinlänglich rein, um in den Handel gebracht werden zu können.

Die Formen, worin das Zinn ausgegoſſen wird, ſind häufig aus Granit. Jede Mulde wiegt etwas über 3 Ctr. Man nennt dieſe Mulden Blöcke (Blocks) und daher der für das gewöhnliche Zinn im Handel übliche Name Blockzinn (Block tin). Geſetzmäßig muß jeder Block, ehe er in den Handel gebracht wird, geſtempelt (coined) werden. Der Stempel ſoll die Qualität des Zinns bezeichnen und dem handelnden Publikum eine Garantie gewähren, weshalb der Beamte, welcher das Stempeln verrichtet, ſich von der Güte des Zinns Ueberzeugung verſchaffen muß. Die Probe beſteht blos darin, daß die Beſchaffenheit des Korns beim Zerſchneiden oder Zerhauen unterſucht und die Art geprüft wird, wie es ſich beim Pletſchen unter dem Hammer verhält. Bei dieſer Probe wird auch zugleich die Größe der Zinnproduction und der Betrag der davon zu entrichtenden Abgabe ausgemittelt. Dieſe Abgabe beträgt nur einige Schillinge für den Centner und iſt an ſich nicht läſtig; allein ſie wird es oft durch die Art, wie ſie erhoben wird, indem das Stempeln nicht auf den Hüttenwerken, ſondern ausſchließlich nur zu Truro geſchieht und der Transport in dem gebirgigten Lande ſehr koſtbar iſt. — Das reinſte Blockzinn — die Reinheit mag durch die Vorzüglichkeit der verarbeiteten Erze oder durch die ſorgfältige Behandlung beim Raffiniren oder durch die erſten und vorzüglich reinen Blöcke aus dem Läuterheerd bewirkt werden — erhält den Namen raffinirtes Zinn (refined tin).

Bei dem eben beſchriebenen Arbeitsverfahren fallen zwei zinnhaltige Abgänge, welche noch weiter verarbeitet werden müſſen, nämlich:

1) Die ſchon oben erwähnten Schlacken B und C, welche noch Zinnkörner enthalten.

2) Die Rückſtände vom Einſchmelzen der Zinnmulden, welche auf dem Flammofenheerd beim Raffinirſchmelzen zurückbleiben.

Die Schlacken C, welche von dem Zinnbad, ehe das Zinn abgeſtochen wird, abgezogen werden, enthalten viel Körner und Fletſchen von Zinn. Sie werden bei Seite gelegt und ohne weitere Vorbereitung verſchmolzen. — Die Schlacken B, welche früher als die vorigen abgezogen wurden, enthalten zwar auch noch Zinnkörner, aber ungleich weniger. Sie werden gepocht und gewaſchen, um die Zinnkörner in den verſchlackten Theilen mehr einzuengen. Dies aufbereitete reiche Gemenge, welches den Namen Prillion führt, wird alsdann für ſich geſchmolzen und gibt Schlackenzinn. Das Zinn iſt ſehr unrein, wie ſich leicht einſehen läßt, weil die Zinn-

körner in den Schlacken aus einem Metallgemiſch beſtehen, welches ſtrengflüſſiger iſt, als das reine Zinn, daher bald erſtarrt und ſich nicht mit dem übrigen Zinn im Metallbade verbindet.

Jede Schmelzhütte macht in einem Vierteljahr eine Kampagne von einigen Wochen. Beim Angange der Arbeit, wo ſich die Flammöfen noch nicht in gehöriger Hitze befinden, macht man mit dem Schmelzen der Schlacken C und mit dem Schmelzen des Prillion von der vorhergegangenen Kampagne den Anfang. Zuerſt werden die reichen Schlacken C verſchmolzen. Durch dies Abgängeſchmelzen erhalten die Flammöfen nach und nach die gleichförmige Hitze, worin ſie während der ganzen Dauer der Kampagne bleiben ſollen und es kann dann ſogleich zum Erzſchmelzen geſchritten werden, womit man ununterbrochen, und ſelbſt die Sonntage nicht ausgenommen, ſo lange fortfährt, bis alle Erze verſchmolzen ſind.

Jede Zinnmulde läßt beim Raffinirſchmelzen auf dem Flammofenheerd einen Rückſtand, der aus einem Gemiſch von Zinn, Eiſen und einigen andern Metallen beſteht, die weniger ſchmelzbar ſind, als das reine Zinn. Wenn alle Zinnmulden, die raffinirt werden ſollen, zerlaſſen ſind, gibt man ſtärkeres Feuer, um die Rückſtände in Fluß zu bringen und ſticht die Metallegirung in einen beſondern kleinen Heerd ab. Nachdem ſie darin einige Zeit ruhig geſtanden hat, kellt man die obere Hälfte des Metallbads in Formen und behandelt die erhaltenen Mulden als unreines Zinn, welches eine abermalige Läuterung erfordert. Unten im Heerd und an den Wänden deſſelben ſetzt ſich ein weißes, hartes Metallgemiſch mit kryſtalliniſchem Bruch ab, welches ſo viele fremde Metalle enthält, daß man gar keinen Gebrauch davon machen kann. Dies gilt auch von dem beim Schmelzen der Rückſtände auf dem Flammofenheerd zurückbleibenden neuen und in der angewendeten Temperatur ungeſchmolzen gebliebenen Rückſtande.

Der Steinkohlenaufwand bei allen dieſen Arbeiten ſoll auf 2 Tonnen ausgebrachtes Zinn etwas mehr als 3½ Tonnen Steinkohlen betragen.

**Verſchmelzung der Zinnerze in Krummöfen.** Durch dieſe Zugutemachungsmethode, bei welcher nur Holzkohlen angewendet werden, bezweckt man, das Zinn in der äußerſten Reinheit, wie es ſich bei den metallurgiſchen Proceſſen im Großen nur darſtellen läßt, zu erhalten; deshalb werden auch nur die reinſten Zinnſtufferze auf ſolche Art verſchmolzen. In den Seifenerzen iſt das Zinnoxyd nur mit etwas Glaskopf gemengt und von allen geſchwefelten und arſenikaliſchen Verbindungen gänzlich frei. Deshalb werden auch dieſe Erze niemals geröſtet.

Die Erze werden ohne Zuſchläge verſchmolzen. Nur in einigen Fällen ſetzt man ihnen die Abgänge von den vorhergegangenen Arbeiten zu. Wie viel Holzkohlen bei dieſer Arbeit verbraucht werden,

haben wir nicht genau erfahren können. Annäherungsweiſe ſchätzte man den ganzen Kohlenverbrauch auf 1000 Kilogr. feines Zinn zu 1600 Kilogr. Die Sätze werden zu einer beſtimmten Zeit nicht gegeben, ſondern man ſorgt nur immer dafür, den Ofen voll zu erhalten. — Das reducirte Zinn ſammelt ſich zuerſt in dem Sammelheerd und wird dann in den Stichheerd abgelaſſen, worin es einige Zeit ruhig ſtehen bleibt. Die Schlacken, welche ſich über dem Sammelheerd zeigen, werden von Zeit zu Zeit abgehoben. Man unterſcheidet zwei Arten von Schlacken, nämlich ſolche, die noch oxydirtes und verglaſtes Zinn enthalten und ſolche, in denen ſich gar kein Zinnoxyd befindet, wohl aber zuweilen noch reguliniſches Zinn in Körnern. Das Zinn ſetzt in dem Stichheerd durch das ruhige Stehen horizontale Schichten von verſchiedenen Graden der Reinheit ab, indem ſich die unreinſten und die ſchwerſten Theile zu Boden ſenken. Das Zinn, welches die obern Schichten bildet, wird für hinreichend rein gehalten und mit Gießkellen in den vorher gut angewärmten Läuterheerd gekellt, den man auch, wenn er von Gußeiſen iſt, von unten durch ein ſchwaches Feuer in Wärme erhält. Das Zinn aus den untern Schichten des Stichheerds wird immer für ſich beſonders ausgegoſſen und wieder umgeſchmolzen. Zuweilen, wenn nämlich der Ofen ſehr unreines Zinn gibt, wird das Metall gar nicht aus dem Sammelheerd in den Stichheerd abgelaſſen, ſondern unmittelbar in Mulden gekellt, welche wieder über dem Krummofen durchgeſtochen werden.

Wenn der Läuterheerd hinreichend angefüllt iſt, ſo wird er durch Eintauchen von grünem Reiſig oder von naſſen Holzkohlen künſtlich zum Aufkochen gebracht. Was ſich bei dieſem Aufwallen auf der Oberfläche ſchaumartig abſetzt, beſteht aus noch nicht reducirtem Erz und aus erdigen Gemengtheilen, wogegen ſich die ſchwereren Gemengtheile zu Boden ſetzen. Hat das Aufkochen etwa eine bis anderthalb Stunden gedauert, ſo wird das Reiſig herausgenommen und das Zinnbad abgeſchäumt, wobei die Oberfläche mit einem eigenthümlichen und ſehr lebhaften Glanz zum Vorſchein kommen muß. Das Zinnbad bleibt dann einige Zeit lang ganz ruhig ſtehen, damit die Maſſe gleichartiger wird und die unreinen Theile ſich vollſtändiger abſcheiden und zu Boden ſetzen können. Hat ſich das Metall bis zu einem gewiſſen Grad abgekühlt, ſo wird es ausgekellt und in Mulden gegoſſen, wobei man das Zinn aber immer von oben abnimmt. Dadurch bewirkt man, daß ſich faſt alle Unreinigkeiten des Metallbads nur in den letzten Mulden finden, welche wieder umgeſchmolzen werden. Die zuerſt ausgekellten Mulden werden beim Stempeln in Hinſicht ihrer Reinheit geprüft und dann in den Handel gebracht. In den mehrſten Fällen iſt es nämlich nicht üblich, das Zinn in einer andern Geſtalt als in der von Mulden oder Blöcken ins Publikum zu bringen. Zuweilen werden

die Mulden aber bis zu einem gewiſſen Grad erhitzt, damit ſie, wenn man ſie von einer gewiſſen Höhe herabfallen läßt, aus einander fahren und dadurch eine Aneinanderhäufung von Körnern und Fletſchen bilden, welche Geſtalt Veranlaſſung gegeben hat, dieſe Art von Zinn Grain tin (étain en larmes) zu nennen.

Die Schlacken, welche noch viel oxydirtes Zinn enthalten, werden noch einmal durchgeſtochen. Diejenigen, worin ſich reguliniſches Zinn in Körnern befindet, werden durch Pochen und Waſchen aufbereitet und das Reſultat von dieſer Aufbereitung wird dann ebenfalls geſchmolzen. Dies Durchſtechen der Abgänge, ſo wie auch das des unreinen Zinns geſchieht über denſelben Krummöfen, in welchen die Erze verſchmolzen werden. Nach Umſtänden wird beim Abgängeſchmelzen und beim Durchſtechen des unreinen Zinns auch gleichzeitig etwas Zinnerz mit verſchmolzen.

Wir machen nun noch einige ſpecielle Bemerkungen über die Zinnhütten von St. Auſtle, Carvedras, bei Truro und von Penzance.

Hütte von St. Auſtle. Hier reducirt man die Zinnſchlieche entweder in Halbhohöfen bei Holzkohlen, oder in Flammöfen bei Steinkohlen.

Die Zugutemachung bei Holzkohlen findet nur innerhalb gewiſſer Monate im Jahr und nur zur Verſchmelzung des Seiſenzinns Statt. Es können hier nur über die Form der Oefen und einige ihrer Dimenſionen Bemerkungen gemacht werden, nicht aber über ihren Betrieb.

Die innere Geſtalt des Ofenſchachts iſt die zweier abgeſtumpfter Kegel, welche die Baſis gemeinſchaftlich haben; die Höhe beträgt 15 Fuß und der Durchmeſſer in der Gicht 15 Zoll. — Der Vorheerd iſt am Tümpel 1 Fuß breit. — Der Wind wird dem Ofen durch zwei auf der einen Seite neben einander liegende Formen mittelſt 1 Zoll weiter Düſen zugeführt.

Bei der Zugutemachung durch Steinkohlen unterſcheidet man zwei Operationen, die der Erzreduction und die der Raffinirung des dabei erfolgenden unreinen Zinns, welche zu St. Auſtle beide in einem Ofen ausgeführt werden.

Fig. 8, Taf. 26 iſt ein Durchſchnitt, Fig. 9 ein Grundriß des Flammofens. A iſt eine Thür zum Eintragen des Brennmaterials; B eine andere zum Eintragen der zu verſchmelzenden Erze; C die Arbeitsthür; D Stichöffnung, welche während des Schmelzens mit einem Thonpfropf verſchloſſen iſt; E Oeffnung, welche blos in dem Augenblick geöffnet iſt, in welchem man die Schlieche auf den Ofenheerd ſetzt, damit der Luftzug keine feinen Theilchen in die Eſſe führen kann.

e kleiner Kanal zur Herbeiführung von friſcher Luft, um die Feuerbrücke und den Heerd abzukühlen, ſo daß dieſelben nicht ſo ſchnell zerſtört werden. — T T' Stichheerde.

Die Länge des Fuchſes beträgt 24, die Breite 15 Zoll; der Querſchnitt der Eſſe 20 Zoll. Die Höhe der Eſſe von dem einen Ofen der Hütte beträgt 34, die der eines andern 50 Fuß; beide gehen gleich gut.

Man vermengt die Schlieche mit trocknen Staubkohlen (culm), welche als Reductionsmittel wirken. Zuweilen ſetzt man als Flußmittel Kalk und Flußſpath hinzu. — Man ſetzt gewöhnlich 15, zuweilen auch 20 und ſelbſt 24 Centner Beſchickung in den Ofen. Der Metallgehalt der Schlieche iſt nicht gleich und beträgt 60—70 Prozent. — Die Menge der zuzuſchlagenden Staubkohlen hängt von der Beſchaffenheit der Erze ab und beträgt gewöhnlich ein Fünftel des Gewichts.

Anfänglich gibt man eine ſtarke Hitze und nach einer Stunde iſt die Materie ſchon im Fluß. Die auf der Maſſe ſchwimmenden Schlacken werden drei- oder viermal während eines Schmelzens durch die Thür C abgezogen.

Der Schmelzer führt auch von Zeit zu Zeit ſeine Krücke durch dieſe Thür ein, um die Subſtanzen durch einander zu rühren und mit einander zu vermengen. Wenige Minuten vor dem Ende des Schmelzens wirft man einige Schaufeln voll Staubkohlen auf das Bad, um die Schlacken etwas zäher zu machen. — Man ſticht darauf das Zinn ab und ſobald Schlacken kommen, verſchließt man die Stichöffnung. Jedoch ſchwimmen auf der Oberfläche des Metalls in den Stichheerden glaſige, ſchwarze und dichte Schlacken, welche ſehr viel Zinn in Körnern enthalten und beſonders, ohne Zuſchlag verſchmolzen werden. Jedoch liefern erſt etwa ſechzig Schmelzungen ſo viel von dieſen Schlacken, daß ſie eine Schmelzpoſt geben. — Andere Schlacken von tuffartigem Anſehen, die auf dem Heerde zurückbleiben und die während des Schmelzens abgezogen werden, klaubt man aus und behandelt ſie von Neuem, wie weiter oben bereits bemerkt wurde.

Unmittelbar nach dem Abſtechen des Zinns trägt man von Neuem Schliech auf den Heerd. Der Ofen iſt alsdann faſt weißglühend und die Kohlen bedecken den Roſt bis zum obern Theil der Feuerbrücke. Man verſchließt und verſtreicht die Thüren und wirft dann ſo viel Brennmaterial auf den Roſt, als dieſer zu faſſen vermag. — Ein Schmelzen dauert 6 bis 7 Stunden. — Ueber den Metallverluſt haben wir keine genauen Nachrichten.

Die Operation des Raffinirens zerfällt wiederum in zwei andere, in das Schmelzen und in das eigentliche Raffiniren.

Das Schmelzen, welches auf dem Heerde des Ofens Statt findet, geſchieht mit 6½ Tonnen auf ein Mal und innerhalb ungefähr 20 Minuten; es erfordert nur einen ſehr geringen Brennmaterialienaufwand, denn zwei Schaufeln voll Steinkohlen ſind dazu hinreichend, wenn der Ofen vorher heiß war.

Die eigentliche Raffinirung wird in einem Keſſel vorgenommen und dauert bei dem obigen Schmelzpoſten von 6½ Tonnen, 5—6 Stunden, wobei 42 Pfd. Holzkohlen verbrannt werden.

Der Brennmaterialienaufwand beträgt auf eine Tonne (2240 Pfd.) Zinn 2609 Pfd. Steinkohlen, oder auf 100 Pfd. von jenem 112 Pfd. von dieſen.

Hütte von Carvedras. — Die Oefen in derſelben ſind weit größer als die zu St. Auſtle und ſcheinen weniger Brennmaterial zu bedürfen und mehr in gleicher Zeit zu produciren.

Fig. 10, Taf. 26 iſt ein Durchſchnitt und Fig. 11 ein Grundriß. a iſt eine kleine Eſſe zur Seite des Roſtes, der mit dem Feuerraum durch einen Kanal in Verbindung ſteht, etwa 20 Fuß hoch iſt und denſelben Zweck hat, wie die Oeffnung über dem Feuerraum zu St. Auſtle. Man mäßigt den Zug mittelſt eines Regiſters r. — Der Querdurchſchnitt aller Eſſen beträgt 20 Zoll; die Höhe von zweien beträgt 52 und die von zwei andern 45 Fuß.

Man ſetzt 30 Centner auf einmal auf den Heerd, das Schmelzen dauert 6 Stunden und es ſollen dabei nur 1512 Pfund Steinkohlen verbraucht worden ſeyn. — Die Schlieche ſind minder reich als zu St. Auſtle, indem ſie gewöhnlich nur 60—65 und zuweilen ſogar nur 50 Prozent Zinn enthalten. Der Staubkohlenzuſatz beträgt nur $\frac{1}{10}$—$\frac{1}{8}$ der Ladung.

Man gibt zu Carvedras ebenfalls anfänglich eine heftige Hitze und unterhält dieſelbe während der ganzen Dauer des Schmelzens.

Bei Truro exiſtirt noch eine andere Zinnhütte, die der von Carvedras ganz ähnlich ſeyn ſoll.

Hütten in der Umgebung von Penzance. — Es exiſtiren in der Umgegend von Penzance zwei Zinnhütten, die eine zu Chyandover, ½ Stunde und die andere eine deutſche Meile davon entfernt liegend.

Die Oefen der erſtern haben die ältere Einrichtung und ſelbſt nicht einmal ein Zugloch über dem Roſt. Ihre Dimenſionen ſcheinen dieſelben wie die der Oefen zu St. Auſtle zu ſeyn.

Der einzuſetzende Schmelzpoſten beträgt 15 Centner; der Metallgehalt der Erze 62—65 Prozent; der Zuſchlag von Staubkohlen ein Fünftel. Der Brennmaterialienverbrauch iſt derſelbe wie zu St. Auſtle, d. h. es ſind zu 100 Pfd. Zinn 112 Pfd. Steinkohlen erforderlich.

In der andern Hütte ſind die Oefen eben ſo wie zu Carvedras conſtruirt. Man verſchmilzt 25 bis 30 Centner Schliech von gleichem Metallgehalt wie zu Chyandover. Zu 100 Pfd. Zinn ſind in dieſen Oefen nur 80 Pfd. Steinkohlen erforderlich, ſo daß eine Brennmaterialienerſparung von ⅔ gegen die ältern Oefen Statt findet. Der Betrieb der Oefen iſt derſelbe wie zu St. Auſtle und zu Truro.

Digitized by Google

Folgerungen. Man ſieht nach dem, was wir über die verſchiedenen Zinnſchmelzhütten in Cornwall bemerkt haben, daß

1) die Conſtruction der Oefen ſehr verſchieden iſt;

2) daß man anfänglich ſogleich eine ſtarke Hitze gibt, wogegen in vielen chemiſchen und metallurgiſchen Werken das Gegentheil geſagt wird;

3) daß der Brennmaterialienverbrauch bei dem engliſchen Verfahren in Flammöfen, ſelbſt in denen von mangelhafter Conſtruction, geringer iſt, als bei dem deutſchen Verfahren in Schachtöfen.

Wir finden nämlich, daß in den Krummöfen aus Schliechen von 75—78 Prozent Metallgehalt ungefähr 66 Prozent Zinn gewonnen werden. Zur Darſtellung von 100 Pfd. Zinn ſind 160 Pfd. Holzkohlen erforderlich und es findet dabei ein Metallverluſt von 15 Prozent Statt.

Bei dem Flammofenbetriebe gewinnt man aus Schliechen von 70 Prozent Gehalt 65 Prozent Zinn. Der Metallverluſt beſchränkt ſich auf etwa 5 Prozent. Zur Darſtellung von 100 Pfd. Zinn ſind 170—180 Pfd. Steinkohlen erforderlich und da nun die Wirkſamkeit eines Gewichts theils Holzkohlen etwa die doppelte von der eines Gewichts theils Steinkohlen iſt, ſo wird man leicht einſehen, daß in dieſer Beziehung der Flammofenbetrieb weit haushälteriſcher als der Krummofenbetrieb iſt. Außerdem iſt jener auch weit einfacher als dieſer.

Vergleichen wir den Cornwalliſer Flammofenbetrieb mit dem Schachtofenbetrieb bei Holzkohlen zu Altenberg u. a. a. O. in Sachſen und Böhmen *), ſo gelangen wir zu denſelben Reſultaten, denn wir finden, daß dort zur Darſtellung von 100 Pfd. Zinn 282 Pfd. Holzkohlen erforderlich ſind, alſo eine faſt dreifach höhere Brennmaterialienmenge, als in Cornwall. Auch der Bleiverluſt iſt zu Altenberg ꝛc. bedeutender, er beträgt im kleinen Schmelzofen 12 Prozent und im Großen 7½ Prozent. Dieſe Reſultate werden durch den Zinngehalt der Schlacken beſtätigt, der nach den angeſtellten Unterſuchungen 16 Proz. beträgt, wogegen die Schlacken von Truro nur 12,40 metalliſches Zinn enthalten.

Es bleibt aber noch eine wichtige Frage zu entſcheiden, nämlich: welches der Einfluß ſey, den der Hüttenproceß auf die Qualität des damit dargeſtellten Zinns ausübt. In den Gewerben zieht man zu einigen Anwendungen das bei den Holzkohlen erzeugte Zinn dem bei Steinkohlen erhaltenen vor. Hängt nun dieſe beſſere Beſchaffenheit des Zinns gänzlich von der größern Reinheit der in den

---

*) Siehe Bd. III. S. 428 ꝛc. *Manes* Mémoires géologiques et métallurgiques sur l'Allemagne, Paris 1828 p. 99 etc. Karſten's Metallurgie, V. 24 ꝛc.

Krummöfen zu Gute gemachten Erze, oder hängt ſie zum Theil von der Berührung mit den Holzkohlen ab? Obgleich nur die Erfahrung darüber entſcheiden kann, ſo hat die letztere Annahme etwas Wahrſcheinliches, wenn man bedenkt, daß eine noch nicht genau erklärte Verſchiedenheit zwiſchen dem bei Holzkohlen und dem bei Steinkohlen dargeſtellten Eiſen exiſtirt und daß man beim letzten Garmachen des Kupfers daſſelbe nur mit Holzkohle in Berührung zu bringen ſucht.

Am Schluß dieſes Abſchnitts theilen wir noch eine aus dem Freiberger Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann für 1839, S. 13 ꝛc. entlehnte Vergleichung des engliſchen Flammofenſchmelzens mit dem ſächſiſchen Schachtofenſchmelzen mit, da man bei dem immer mehr um ſich greifenden Holzmangel auch in Sachſen die Nothwendigkeit einſieht, die engliſche Schmelzmethode mit Steinkohlen beim Zinnhüttenbetrieb einzuführen.

Die Fragen ſind nun:

Wie verhält ſich das engliſche Flammofenſchmelzen zum ſächſiſchen Schachtofenſchmelzen hinſichtlich

A. der Zeit,
B. des Brennmaterialaufgangs,
C. des Zinnausbringens und
D. der Qualität des ausgebrachten Zinns?

A. In England werden 12—16 Centner Zinnſchliech in
6—8 Stunden
verſchmolzen. Es kommen alſo durchſchnittlich auf einen Centner Zinnſchliech
— Stunde 30 Minuten.

Dagegen waren nach der vergleichenden Zuſammenſtellung der ſächſiſchen Hauptſchmelzergebniſſe im Jahr 1837 zum Verſchmelzen von einem Centner Zinnſchliech (incl. des Schlackenſchmelzens) nöthig:

| | | | |
|---|---|---|---|
| a. in Marienberg . . . . | 2 | Stunden | 33,5 Min. |
| b. in Geier . . . . . . . | 2 | „ | 11,0 „ |
| c. in Ehrenfriedersdorf . . | 2 | „ | 80,0 „ |
| d. in Altenberg . . . . | 1 | „ | 21,0 „ |

durchſchnittlich alſo in Sachſen:
2 Stunden 8—9 Minuten,
demnach reichlich vier Mal mehr als in England.

Nun iſt zwar über die zur Wartung eines Zinnflammofens nöthige Mannſchaft nirgends einige Nachweiſung gegeben; bei der Einfachheit des Proceſſes ſteht aber zu hoffen, daß die gleichzeitige Gegenwart eines Schmelzers und eines Gehülfen mehr als vollkommen hinreichen wird.

Wenigſtens eben ſo viele Mannſchaft iſt auch ſchon jetzt beim Schachtofenſchmelzen beſchäftigt.

Digitized by Google

Rechnet man nun, daß beim Flammofen in gleicher Zeit ungefähr das Vierfache an Zinn ausgebracht wird, ſo ſtellt ſich eine Lohnsersparniß pr. Centner von circa 75 Proz. heraus.

Dieſe anzunehmen, dürfte jedoch ſehr gewagt ſeyn, theils da außer der Wartung der Oefen noch andere Arbeiten beim Zinnſchmelzen vorfallen, welche bei Anwendung der Flammöfen an Löhnen nicht wohlfeiler, ſondern zuweilen ſogar theurer zu ſtehen kommen werden, wie z. B. das Raffiniren, theils aber auch, da obigen Vorausſetzungen doch nicht ſo völlig zu trauen iſt.

Im Ganzen genommen ſcheint jedoch immer die Einführung des Flammofenproceſſes ein Weg zu ſeyn, auf welchem ſich eine anſehnliche Verminderung der Arbeitslöhne erlangen läßt.

B. Nach den obigen, in dieſem Abſchnitt gemachten Angaben ſollen in England, mit Einſchluß des Schlackenſchmelzens und Raffinirens, zu vier Gewichtstheilen Zinn etwas über ſieben Gewichtstheile Steinkohlen aufgehen, ſo daß alſo, wenn man den Dresdner Scheffel zu ungefähr 165 Pfd. und den Ctr. Zinn zu 112 Pfd., ſo wie das engliſche Zinnausbringen im Großen zu 65 Proz. vom Gewicht der Erze annimmt, zu 100 Ctrn. Schliech zwiſchen 77 und 80 Scheffel Steinkohlen nöthig ſeyn würden.

Dieſe Angabe ſtimmt nicht ganz mit einer andern in Karſten's Syſtem ꝛc. Bd. 5, S. 36, zuſammen, nach welcher auf ein Gewichtstheil Zinn höchſtens $1\frac{1}{3}$ Gewichtstheile Steinkohlen kommen. Dieſes würde auf 100 Ctr. Schliech nur reichlich

66 Scheffel

Steinkohlenaufgang geben.

Dagegen betrug im Jahr 1837 der Holzkohlenverbrauch bei den Sächſiſchen Zinnhütten auf 100 Ctr. Zinnſchliech durchſchnittlich 116 Kübel und bei der Haupthütte, der Stockwerkshütte zu Altenberg, 140 Kübel.

Hieraus und aus den reſp. Preiſen der betreffenden Brennmaterialien würde ſich alſo an jedem Ort vorläufig und ungefähr der Mehr- oder Minderaufwand für Brennmaterialien bei Anwendung von Steinkohlen überſchlagen laſſen.

Für die — theilweiſe wahrſcheinlich noch wohlfeilere — Anwendung von Braunkohlen oder Torf fehlen zur Zeit noch die nähern Anſtalten.

C. Was das Zinnausbringen betrifft, ſo ſtimmen alle Nachrichten darin mit einander überein, daß es im Flammofen größer als im Schachtofen iſt.

Von 100 Theilen Zinn, welches die Probe angibt, werden in England, wenn man das, was Dufresnoy und E. de Beaumont darüber berichten, zum Anhalten nimmt,

beim Schachtofenbetrieb nur 86 Theile und beim Flammofenbetrieb circa 93 Theile ausgebracht.

Man würde alſo, ſobald Obiges ſeine Richtigkeit hat, da, wo man jetzt 100 Ctr. Zinn gewinnt, im Flammofen reichlich 108 Ctr. erhalten.

Es iſt jedoch zu bemerken, daß Vergleiche, die hierunter mit einem und demſelben Erz angeſtellt worden wären, nicht bekannt ſind.

Das reichlichere Zinnausbringen iſt aus zwei Gründen einleuchtend: 1) weil die Schmelzmaſſe im Flammofen größerer und anhaltenderer Hitze als im Schachtofen ausgeſetzt iſt, wo ſie nur kurze Zeit im eigentlichen Schmelzraum beharrt und 2) weil das Zinn mehr gedeckt wird und alſo durchaus nicht ſo vom Windſtrom getroffen werden kann, wie es im Schachtofen geſchieht.

D. Die höhere Temperatur des Flammofens, welche ſo großen Antheil an dem vollkommneren Ausſchmelzen des Zinns hat, kann allerdings die theilweiſe Mitreduction anderer Metalle befördern und es iſt deshalb wohl glaubhaft, daß das Zinn von weniger reiner Beſchaffenheit aus dem Flammofen, als aus dem Schachtofen abgeſtochen wird.

Der Umſtand, daß das beſte engliſche Zinn (das Korn- oder Grainzinn) nur in Schachtöfen erzeugt wird, liefert aber für dieſe Vermuthung noch keinen Beweis, da die zu dergleichen Zinn verwendeten Seifenerze ſchon an ſich von weit reinerer Beſchaffenheit ſind, als die Bergerze, aus denen man in Flammöfen das zum Export gelangende Engliſche Zinn darſtellt.

Uebrigens iſt nicht zu fürchten, daß durch die Einführung der Flammöfen der Ruf und Abſatz des Sächſiſchen Zinns in Folge größerer Verunreinigung geſchmälert werden würde, da es dann nur darauf ankommt, etwas mehr Sorgfalt und Mühe auf das Raffiniren zu verwenden, welches in der nämlichen Art geſchehen müßte wie in England und wie weiter oben beſchrieben worden iſt.

Die Engliſchen Bergzinnerze enthalten alle die Unreinigkeiten auch, welche den Sächſiſchen eigen ſind; ſie enthalten außerdem noch Kupfer und haben alſo in dieſer Beziehung keinen Vorzug vor den Sächſiſchen.

---

Es leuchtet ein, daß die Anwendung und Einführung des Engliſchen Flammofens nur da ausführbar iſt, wo — wie z. B. in Altenberg — gehörige Schmelzmaſſen vorhanden ſind, um auf einen mehrwöchentlichen ununterbrochenen Betrieb rechnen zu können. — Wo dieſes nicht der Fall iſt, wird die Zugutmachung in kleinen Schachtöfen immer ihren Fortgang behalten müſſen.

Hierin ſcheint der Hauptgrund davon zu liegen, daß man in England die Seifenerze, welche nur noch in geringer Frequenz vorkommen, nicht in Flammöfen, ſondern in niedrigen Schachtöfen verſchmelzt.

---

## Vierter Abſchnitt.

---

### I. Vorkommen der Kupfererze in Großbritannien und Irland.

Cornwallis liefert den größten Theil des Kupfers, welches England erzeugt. Hier kommen die Kupfererze auf Gängen im Urgebirge vor. Aber dieſe Art des Vorkommens findet nicht in allen Provinzen der Brittiſchen Inſeln Statt, ſondern es laſſen ſich zwei Formationen unterſcheiden, in welchen die Kupfererze vorkommen, nämlich:

1) In einem ſehr alten Uebergangs- oder im primitiven Gebirge, nämlich im Granit, in grüngefärbten Thonſchiefern übereinſtimmend mit dem Talkſchiefer von Cherbourg und häufig im ungeſchichteten Talk- und Serpentingebirge. Dies iſt die Formation, in welcher die Kupfererze in Cornwallis und in Devonſhire brechen und in welcher auch die Kupfererze auf der Inſel Angleſea, im nördlichen Theil von Wallis, in Weſtmoreland und in den angrenzenden Theilen von Lancaſhire und von Cumberland, ſo wie in den ſüdweſtlichen Theilen von Schottland, auf der Inſel Man und im ſüdöſtlichen Theil von Irland vorkommen. Aus den Erzen aus dieſer Formation wird bei weitem der größte Theil der Kupferproduction Englands dargeſtellt und die Erze kommen darin zuweilen in Lagern oder Stockwerken, weit häufiger aber in Gängen vor, wie wir vorhin ausführlich gezeigt haben.

2) In einem Kalkſteingebirge, welches bei den Engliſchen Geognoſten unter dem Namen des erzführenden Kalkſteingebirges bekannt iſt. Dieſer Kalkſtein iſt der Uebergangskalkſtein der Geognoſten des Feſtlandes. Es ſcheint dieſelbe Formation zu ſeyn, welche den blauen Kalkſtein in Belgien und den Kalkſtein zu Pierreville im Departement de la Manche bildet. Die Erze von Ecton in Staffordſhire und die von Croß-gill-burn bei Alſton-Moor in Cumberland kommen auf dieſe Weiſe vor.

Die Erze aus beiden Gebirgsformationen ſind ſämmtlich Kupferkies, welcher mit Schwefelkies mehr oder weniger verunreinigt iſt. Gewöhnlich kommt auch Kupferglanz mit vor und zuweilen, jedoch ſehr ſelten, Kupferlaſur, Malachit, arſenikſaures, phosphorſaures und ſalzſaures Kupferoxyd. Dieſe letztern Foſſilien ſind in jener Gegend

ſo ſelten, daß man ſie gar nicht zu den eigentlichen Kupfererzen rechnen kann.

Faſt alle Kupfererze von den verſchiedenen, ſogleich näher zu bezeichnenden Geburtsſtätten werden nach Neath und nach Swanſea in dem ſüdlichen Theil von Wallis gebracht, wo ſie geſchmolzen und zu Gute gemacht werden.

Die Erze aus Cornwallis und Devonſhire kommen auf Gängen vor, welche faſt beſtändig im Thonſchiefer, im Talkſchiefer oder im Hornblendeſchiefer aufſetzen.

Die Schiefer ſind ſehr häufig grün gefärbt und werden in jener Gegend Killas genannt.

Auf der Inſel Angleſea hat ſchon ſeit undenklichen Zeiten Kupfergewinnung Statt gefunden. Schon die Römer ſcheinen die Grube Hamlet bei Holyhead gekannt zu haben; allein die Grube hat ſo lange Zeit entweder ganz darniedergelegen, oder ſie iſt nur ſehr ſchwach betrieben worden, bis ſie etwa vor 50 Jahren wieder ungemein ſtark angegriffen ward. Dieſe einzige Grube liefert jährlich über 80,000 metriſche Ctr. Kupfer. Ihre vortheilhafte Lage am Meeresufer erleichtert den Betrieb, und die Herbeiſchaffung der dazu erforderlichen Materialien. Sie bezieht ihren Steinkohlenbedarf aus dem nur einige Meilen davon entfernten Steinkohlenbaſſin von Flintſhire.

Die Erze kommen hier in einem grünen Thonſchiefer vor, der in Talkſchiefer übergeht. Dieſe Gebirgsart findet ſich in Begleitung von Serpentin und Gabbro (Euphotid). Die Kupfererze brechen in Trümern oder auf ſchmalen Gängen, welche das Gebirge nach allen Richtungen durchſetzen. Die einbrechende Gebirgsart iſt häufig Quarz, welcher aber gewöhnlich mit demſelben Thonſchiefer, der dort die Gebirgsart bildet, gemengt iſt. Aus dieſem Verhalten glauben wir ſchließen zu dürfen, daß das Kupfererz zu Angleſea unter denſelben Verhältniſſen wie in Irland vorkommt, daß es nämlich mit der Gebirgsart von gleichzeitiger Entſtehung iſt. Die Gänge ſind 1—2 Meter mächtig und convergiren nach einer Stelle, ſo daß ſich durch ihre Vereinigung eine ſehr mächtige Erzmaſſe bildet. Auf dieſem Stock oder Lager wird jetzt der Abbau der Grube geführt und zwar vermittelſt eines offenen Baues oder eines Tagebaues, welcher jedoch über 70 Meter tief iſt und den Anblick eines großen Keſſels darbietet. Das Verfahren beim Abbau beſteht darin, daß in den Stößen der großen Weitung und zwar in verſchiedenen Sohlen, Tagesſtrekken auf allen, nach verſchiedenen Weltgegenden ſtreichenden und ſtrahlenartig in einem gemeinſchaftlichen, durch den großen Stock gebildeten Mittelpunkt zuſammenlaufenden Gängen angeſetzt werden. Das gewonnene Erz wird in den Tagesſtrecken ſelbſt einer vorläufigen Klaubarbeit vermittelſt des Handfäuſtels unterworfen, dann mit

einem Handgöpel auf den Gipfel des Bergs gewunden und dort durch Pochen und Waſchen weiter aufbereitet.

Die Grube hat wenig Waſſer, welches vermittelſt einer Dampfmaſchine von ſechs Pferdenkraft zu Sumpfe gehalten wird. Weil das Waſſer größtentheils viel Kupfervitriol aufgelöſt enthält, ſo wird es in Sümpfe geleitet, worin ſich altes Eiſen befindet, wodurch der Kupfervitriol zerſetzt und Cementkupfer gebildet wird.

Die Kupfererze von Anglesea ſind ein Gemenge von Schwefelkies und Kupferkies, ähnlich den Erzen von Saint-Bel bei Lyon. Sie ſind ſehr arm und enthalten nur 2—3 Prozent Kupfer. Wegen ihres großen Schwefelgehalts wird ein Theil deſſelben bei der Röſtarbeit gewonnen.

Das Röſten geſchieht auf Roſtſtätten in freier Luft. Man ſtellt auf den Roſtplätzen Ziegelſteine auf, welche mehrere horizontale Kanäle bilden, worunter ſich 2—3 Schürgaſſen nach der Richtung der Länge des Erdhaufens befinden. Die Röſthaufen ſind gewöhnlich 7—8 Meter lang, 4—5 Meter breit und 2 Meter hoch. Die Erzhaufen haben die Geſtalt einer abgekürzten Pyramide, auf deren Oberfläche ſich ein Kanal nach der Richtung der Länge befindet, welcher mit den Kanälen in Verbindung ſteht, welche die langen Seiten des Röſthaufens einfaſſen. Alle dieſe Kanäle werden aus Ziegelſteinen gebildet, welche ſich ſämmtlich in einer etwa 1 Meter breiten und 2 Meter tiefen Grube vereinigen. Man bedeckt ſodann die ganze Oberfläche des Erzhaufens mit Erde und läßt nur die Kanäle offen, wirft Torf in die Feuergaſſen und ſetzt den Haufen auf dieſe Weiſe in Brand. Nach einiger Zeit, wenn ſich nämlich das Feuer nach allen Richtungen in den Erzhaufen verbreitet hat, iſt das Nachſchüren von Torf nicht mehr nöthig, weil der verbrennende Schwefel ſchon allein zum weitern Fortgang der Röſtarbeit zureicht. Der ſich verflüchtigende Schwefel kann die Erddecke des Röſthaufens nicht durchdringen, ſondern wird genöthigt, durch die offenen, aber ebenfalls mit Erde bedeckten Kanäle zu entweichen, aus welchen er ſich in die vorhin erwähnte Grube begibt und ſich dort als Schwefelblumen verdichtet.

Ein ſolcher Röſthaufen ſteht 9 Monate lang im Feuer. Man gewinnt dabei ziemlich viel Schwefel; wir glauben 10 Proz. von dem Schwefelgehalt des Erzes. Es reducirt ſich bei dieſer Gelegenheit auch viel Kupfer.

Das auf dieſe Weiſe geröſtete Erz wird in Flammöfen verſchmolzen. Dieſe Arbeit ſtimmt ganz genau mit dem ſpäter zu beſchreibenden Verfahren beim Verſchmelzen der geröſteten Kupfererze überein. Der einzige Unterſchied beſteht in der Größe der Oefen, welche hier viel kleiner ſind, als in Wallis. Man ſetzt höchſtens 1000 Kilogramme auf, während in den Oefen in Wallis 1500 Kilogramme mit einem Mal zur Verſchmelzung kommen. Wahr-

ſcheinlich liegt der Grund zu dieſer Verſchiedenheit in den Dimenſionen der Oefen, in der Schmelzbarkeit der Erze. Zuſchläge werden nicht angewendet, denn das Erz enthält ſo viel Quarz, daß es mit dem Eiſenoxyd ein Silikat bildet, welches auf das Kupferoxyd durchaus keine auflöſende Kraft zeigt. Das Reſultat dieſer Schmelzung iſt Stein, welcher granulirt und abermals abgeröſtet wird. Die Folge der wiederholten Röſtungen, Schmelzungen und Oxydationen, welche mit der hier üblichen ganz übereinſtimmt, ſoll ſpäter beſchrieben werden.

Das Cementkupfer wird bei der zweiten Schmelzung mit zugeſetzt. Bei der Schmelzarbeit, von welcher Gaarkupfer erfolgt, wird es nicht angewendet, weil es noch ſehr viel Eiſenoxyd beigemengt enthält und weil es daher, um es von dem Eiſengehalt zu befreien, noch mit Schwefel in Verbindung gebracht werden muß.

Auf den Hütten zu Angleſea werden nicht allein die Erze aus den dortigen Gruben, ſondern auch die irländiſchen Erze verſchmolzen, welche mit denen von Angleſea ganz übereinſtimmen.

Weſtmoreland und die angrenzenden Landestheile von Lancaſhire und Cumberland liefern viel Kupfererz. Das Vorkommen iſt mit dem zu Angleſea und in Irland mehrentheils übereinſtimmend. Sie brechen nämlich auf Gängen, welche den Schiefer nach allen Richtungen durchſetzen und welche mit dem Schiefergebirge von gleichzeitiger Entſtehung ſind. Allein es kommen auch Kupfererze auf wirklichen Gängen vor. So iſt unter andern das Vorkommen in der Gegend von Keswick. Der Gang durchſchneidet die Schichtung des grünlich-grauen Thonſchiefers, eben ſo wie die walliſer Gänge den Killas. Die Gangmaſſe iſt Quarz. Das Kupfererz beſteht vorzüglich aus Kupferkies, jedoch kommt auch Malachit ziemlich häufig und in ſolcher Menge vor, daß er bei der Gewinnung beſonders ausgehalten wird. Wir haben davon beſonders aufgeſtürzte und zum Verſchmelzen beſtimmte Haldenvorräthe geſehen. Die Grube liefert ſo viel Kupfererze, daß daraus jährlich 15 — 16 Tonnen Garkupfer geſchmolzen werden. Das Erz wird nach Swanſea zur Zugutemachung abgeliefert.

Die durch ihren ganz ungemeinen Reichthum an Blei ſo berühmt gewordene Gegend von Alſton-Moor in Cumberland hat auch eine Kupfererzgrube zu Croß-gill-burn aufzuweiſen, einige Meilen ſüdöſtlich von Alſton-Moore. Die Kupfererze, welche hier den Gegenſtand der Gewinnung ausmachen, kommen auf einem Gange vor, welcher den metallführenden Kalkſtein und die demſelben untergeordneten Thon- und Thonſchieferſchichten durchſetzt. Der Gang führt auch Bleiglanz, aber gehört nicht zu dem Syſtem der bleiführenden Gänge, welche der eigentliche Gegenſtand des Bergbaues in jener Gegend ſind. Die Gangmaſſe iſt Quarz. Weil nun die Gangart ungleich härter iſt und mehr Widerſtand leiſtet als der Kalkſtein und

das Thongebirge, worin ſie aufſetzt, ſo bilden ſich auf der Oberfläche des Terrains hervorſpringende Stücken, welche das abgerundete Gebirgsplateau nordöſtlich von Croßfell durchziehen und eine faſt gerade Linie darſtellen, die ſich in ſehr beträchtlicher Längenausdehnung von Nordweſt nach Südoſt verfolgen läßt. Die Art, wie ſich die Gangbildung hier ausſpricht und die große Erſtreckung des Gangs haben Veranlaſſung gegeben, daß die Bergleute in jener Gegend den Gang mit dem Namen: der Rückgrat der Erde (**the back bone of the earth**) bezeichnen.

Der Gang bewirkt in den Schichten, welche er durchſetzt, eine große Störung. Nordöſtlich befinden ſich die Gebirgsſchichten in einem ungleich tiefern Niveau, als ſüdweſtlich. In den ſüdweſtlichen Gebirgsſchichten kommt auch eine Ablagerung von Trapp — dort Whinſtone genannt — vor, die ſich in Nordoſten nicht findet, ſey es, daß dort das Niveau zu tief war, um von den vulkaniſchen Strömen ergriffen zu werden, oder daß das Lager dort gar nicht vorhanden iſt. Die vorzüglichſte Grube, welche auf dieſem Gange baut, befindet ſich bei Groß-gill-burn, zwiſchen Alſton-Moore und Tyne-Head an der Tyne. Die Grube iſt vermittelſt eines Stollens eröffnet, worauf eine Pferdeförderung ſtatt findet, indem die Erze in großen Wagen oder Hunden, die auf einem hölzernen Geſtänge laufen, zu Tage gebracht werden. Die Aufbereitung der Erze ſtimmt mit der in Cornwallis faſt überein. Das aufbereitete Erz wird von der Grube nach Newcaſtle und von dort zu Schiffe nach Swanſea gebracht.

Auf der Grenze von Staffordſhire und Derbyſhire und zwar zu Ecton in Staffordſhire, auf der Grenze von Derbyſhire, iſt ein Kupferbergbau auf einem Gang im Umgange, deſſen Verhalten mit dem zu Groß-gill-burn bei Alſton-Moore ganz überein zu kommen ſcheint, indem er den metallführenden Kalkſtein durchſetzt. Früher ward hier eine ſehr anſehnliche Menge von Kupfer gewonnen. Vor dem Jahr 1770 wurden die Erze zu Derby in Derbyſhire geſchmolzen, weil man der Meinung war, daß ſich die Steinkohlen in der Gegend von Derby ganz vorzüglich zu dieſem Zugutemachungsproceß eigneten. Darauf ward aber zu Whiſtone in Staffordſhire eine Kupferhütte für die Erze von Ecton gebaut und im Jahr 1780 ſehr bedeutend vergrößert. Von dieſer Zeit an hat die Hütte zu Whiſtone aus den Erzen von Ecton wöchentlich etwa 12 Tonnen Gaarkupfer geliefert.

Die Hauptkupfererzniederlage in der Grube von Ecton ſcheint jetzt beinahe erſchöpft zu ſeyn; aber die ſtarken Saalbänder des Gangs und die vielen kleinen Bei- und Nebengänge, ſo wie die gangartigen Schnüre, welche von dem Hauptgang in großer Anzahl nach allen Richtungen auslaufen und welche ſo lange, als die Haupterzniederlage eine reichliche Ausbeute darbot, vernachläſſigt wur-

den, geben jetzt Veranlaſſung zu einer bedeutenden Bleierzförderung und zur Gewinnung von ſo vielen Kupfererzen, daß daraus doch noch wöchentlich eine Tonne Gaarkupfer auf der Hütte zu Whiſton dargeſtellt werden kann.

Das in der Grube gewonnene ungeſchiedene Erz, ſo wie es mit den Wagen (tram-waggons) zu Tage gebracht wird, heißt bei den dortigen Bergleuten browse. Es wird unmittelbar auf der Grubenhalde vermittelſt großer und grober Siebe in Berge, welche weggeſtürzt werden, in Stücken, welche ein Gemenge von der Gebirgsart mit kryſtalliniſchen erdigen Foſſilien darſtellen und worin ſich etwas Erz eingeſprengt und in dünnen Schnüren die Gangmaſſe durchſetzend befindet — hannaway genannt — ferner in derbe Erzſtücken — goods genannt — und endlich in Erzkleines, welches durch das Sieb geht und fell genannt wird, geſchieden. Die drei letzten Erzſorten werden einer Klaubarbeit mit Handhämmern und Handſtampfen (bucker) durch Frauen und Kinder unterworfen, dann gewaſchen und in gewöhnlichen Sieben zum Siebſetzen genommen. Das dabei fallende Erzklein kommt noch ein Mal in Siebe mit ſehr kleinen Oeffnungen (lue), über deren Ränder man Waſſer hinwegfließen läßt, welches die feinen erdigen Theile in einen Schlammſumpf — buddle-hole — führt. Die unter dem Namen buddling dort bekannte Wäſcharbeit, welche den Zweck hat, die feinen Kupferſchlieche von den beigemengten Bleiſchliechen und von der tauben Gebirgsart, die ſich gleichfalls in dem Zuſtande von feinen Schlämmen befindet, von einander zu trennen, erfordet eine ungemeine Gewandtheit und Uebung und Schlämmgräben, die mit beſonderer Sorgfalt conſtruirt ſind.

Die aufbereiteten Kupfererze werden nach der Hütte zu Whiſton gebracht und dort im Krummofen, wie weiter unten bemerkt werden wird, verſchmolzen.

Aus einigen Bleierzen von Derbyſhire werden auch kleine, jedoch ſehr geringe Quantitäten von Kupfererzen ausgehalten.

Vorkommen von Kupfererzen in Schottland. — In dem eigentlichen Schottland ſind niemals Kupfererze in ſolcher Menge vorgekommen, daß ſie eine beſondere Aufmerkſamkeit verdienten. Im Jahr 1819 ward zu Cally bei Gatehouſe in Fleet, einer kleinen Stadt in Kircudbrightſhire, auf der Straße von Dumfries nach Port-Patrick, Kupfererz aufgefunden.

In dieſer ganzen Gegend beſteht das Gebirge aus Killasſchiefer, deſſen geognoſtiſches Verhalten mit dem in Cornwallis übereinſtimmt. Es waren ſchon früher mehrere kleine metallführende Gänge in jener Gegend bekannt, aber ſie führten keine Kupfererze. Ein Arbeiter, welcher die Feldarbeit zu Cally beſorgte, machte eine zufällige Entdeckung von Kupferkies, welche Aufſehen erregte. Es ward daher an dem Fundort ein Schacht angeteuft und 15 — 16

Meter tief niedergebracht. Zugleich wurden auf beiden Seiten auch Schurfgräben in der Richtung von Oſten nach Weſten angeſetzt. Bei dieſen verſchiedenen Arbeiten ward wirklich etwas Erz gewonnen, aber der Gang zeigte ſich bei ſeiner erſten Erſchürfung nicht ſehr regelmäßig, denn er hatte kein beſtimmtes Streichen, ſondern theilte ſich in mehrere Trümer, auf welchen zuweilen wohl 6 — 8 Zoll mächtige reine Erze anſtanden, ohne jedoch ein Aushalten zu zeigen. Man verfolgte den Gang von Oſten nach Weſten in einer Erſtreckung von etwa 100 Lachtern und fand dabei, daß die verſchiedenen Trümer beim tiefern Niederſetzen dergeſtalt einander zufielen, oder in convergirender Richtung gegen einander einfielen, daß ihre Vereinigung in einer gewiſſen Teufe ſehr wahrſcheinlich ward.

Im Auguſt 1820 nahmen die Waſſerzuflüſſe auf dem Gange ſehr zu, ſo daß man genöthigt war, einen Stollen anzuſetzen. Zu dieſer Zeit hatte man nach Swanſea ſchon etwa 40 Tonnen Kupfererz abgeſendet, deren Werth man zu 15 Pfund Sterling für die Tonne berechnete und auf der Grube war noch ein Vorrath von 20 — 30 Tonnen zu derſelben Beſtimmung zurückgeblieben. Das iſt eine ſehr bedeutende Kupfererzgewinnung, wenn man die geringe Ausdehnung der Grubenarbeiten und die wenigen darauf verwendeten Koſten berückſichtigt.

Das Erz iſt reich und beſteht aus einem Gemenge von geſtreiften gelben Kieſen und von Malachit.

Auf einer von den Shetlandiſchen Inſeln, welche in dem Archipel am weiteſten von dem Feſtlande von Schottland entfernt liegen, ward ebenfalls ein Kupfererzgang im Kalkgebirge ausgerichtet. Die Arbeiten darauf hatten ſchon begonnen und man hatte eine Dampfmaſchine zur Waſſerloſung aufgeſtellt und von Zeit zu Zeit ſehr ergiebige Anbrüche erhalten; allein die Grube ſteht in dieſem Augenblicke ganz verlaſſen.

Vorkommen von Kupfererzen in Irland. — Die vorzüglichſten Kupfergruben Irlands befinden ſich zu Cronebane und Tygrony und zu Ballymurtagh, nahe am Fluß Ovaca, 10 Meilen ſüdweſtlich von Wicklow, in der Grafſchaft gleiches Namens. Sie ſind zwar ſchon ſeit langer Zeit bekannt, aber erſt ſeit dem Jahr 1757 in Betrieb geſetzt.

Das Gebirge, worin die Kupfererze dort vorkommen, iſt Thonſchiefer und ein thonig-quarziger Schiefer. In dieſem Gebirge ſind nach allen Weltgegenden Metalltheilchen theils eingeſprengt, theils in Adern, Gängen und Trümern (strings) gleichzeitig mit der Gebirgsformation, theils in mächtigen Lagern niedergelegt, vorhanden. Dieſe letztern führen vorzugsweiſe Kupferkies und Schwefelkies.

Die Thonſchieferlagen der Grafſchaft Wicklow ſtreichen von Nordoſt nach Südweſt und fallen ſüdlich unter einem Winkel von etwa 50° ein.

Das Liegende des Thonſchiefers iſt Glimmerſchiefer, welcher unmittelbar auf Granit liegt. Dieſer zeigt ſich in einer ziemlich großen Verbreitung von den Umgegenden von Dublin bis ſüdweſtlich von Waterford.

Auf der Grenze des Granits und des Glimmerſchiefers werden beide Gebirgsarten von Gängen durchſetzt, welche Bleiglanz und zuweilen auch Kupferkies führen, jedoch nicht in einer ſolchen Reichhaltigkeit, daß ein lohnender Bergbau auf das eine oder das andere Metall hätte rege gemacht werden können.

In dem Schiefergebirge von Wicklow kommen aber einige untergeordnete Lager von thonigen, mürben und zerſetzten Schiefern vor, welche bald grau, bald hellgelb, bald dunkelſchwarz gefärbt ſind. Die Bergleute nennen dieſe Gebirgslager mildes Gebirge (soft ground). Dieſe Lager enthalten Kieſel in großer Menge und zwar größtentheils Eiſenkieſe, zuweilen Kupferkieſe, ſehr ſelten auch Arſenikkieſe mit ſehr vielem gelblichweißen Thon umgeben.

So viel ſich aus den Grubenarbeiten und aus dem Verhalten des Gebirges ſchließen läßt, wechſelt die Mächtigkeit dieſer Lager von 6 — 28 Meter, auch iſt ihr Aushalten in der Richtung des Streichens ſehr unbeſtimmt und verſchieden. Einige von dieſen Lagern ſind in ihrer ſtreichenden Erſtreckung 200 Meter weit verfolgt worden; gewöhnlich werden ſie, ehe ſie ſich verlieren, dichter und weniger verändert. In dieſen halb aufgelöſten Thonſchieferlagern kommen eine oder auch wohl mehrere mit einander parallele Schichten von Kupferkies, oder auch von reinem Schwefelkies vor, deren Mächtigkeit ſehr verſchieden iſt und zuweilen mehrere Meter beträgt.

Von dieſer Art ſind die Lager beſchaffen, welche den vorzüglichſten Gegenſtand des Grubenbetriebs zu Cronebane und Tigrony ausmachen. Man kennt hier fünf ſolcher Lager. Das eine führt nichts als Schwefelkies; zwei andere enthalten ein jedes eine mehrere Fuß mächtige Erzſchicht, welche aus einem feinkörnigen Gemenge von Bleiglanz, Grauſpießglanzerz und Zinkblende, mit Kupferkies, Schwefelkies und Arſenikkies zuſammengeſetzt iſt. Aus dem Gemenge von dieſen metalliſchen Subſtanzen bildet ſich eine äußerſt feſte und harte Maſſe, welche mit Vortheil noch nicht hat benutzt werden können, weil kein Metall darin vorwaltet. Auf den zwei letzten Lagern kommt aber ſehr viel Kupfererz vor und zwar Schwarzkupfererz (black copper ore), nämlich ein wahrſcheinlich durch Zerſetzung des Kupferkieſes gebildetes oxydirtes Kupfer. In einer größern Teufe findet ſich nur Kupferkies. Mehr nach dem Ausgehenden zu wird das Kupfererz von Schwefelkieſen begleitet und zuweilen trifft man ſogar noch bis zu 80 Meter Teufe nur braunes Eiſenoxyd an.

Auf einem von dieſen beiden Lagern kam auch goldhaltiges Silber vor. Auf dem andern Lager, welches das ergiebigſte iſt,

ſtand das reine Erz 2 — 6 Meter mächtig an und außerdem befanden ſich darin noch kleine mit der Haupterzſchicht parallele Trümer, welche mit der thonigen ſchiefrigen Gebirgsart wechſelten. Dieſe dünnen Schichten hatten weder Quarz, noch irgend ein anderes erdartiges kryſtalliſirtes Foſſil zu Begleitern.

Die Stellen des Erzlagers, welche ſich durch ihren Reichthum vorzüglich auszeichneten, gaben auf das Kubiklachter 10 — 15 Tonnen verkäufliches Erz, mit einem Kupfergehalt von 5 — 7 Prozent.

Man hat auch Lagen oder Schichten von Schwefelkies in dem unveränderten Thonſchiefer, ſo wie in dem quarzigen Thonſchiefer gefunden. Die Mächtigkeit dieſer Schichten wechſelte von einigen Fußen bis zu mehrern Lachtern. Ganz ſchwache Schichten und Streifen von Kupferkies und Schwefelkies ſind in dem unveränderten Gebirge ebenfalls kein ſeltenes Vorkommen. Bleiglanz und Blende ſind unter ähnlichen Verhältniſſen auch wohl vorgekommen, ſo wie ſie ſich theilweis auch in kleinen Quantitäten in den Kupferkies- und Schwefelkiesſchichten eingeſprengt vorfinden.

Der quarzige Thonſchiefer wird aber außerdem noch von Gängen durchſetzt, welche mit dem Quarz von gleichzeitiger Entſtehung ſind. Dieſe Gänge führen Kupfererze, die 10 — 12 Prozent Metall enthalten. Zugleich bricht auf dieſen Gängen auch wohl erdige Kupferlaſur und ſehr häufig Chlorit. Die Gänge zertrümern ſich an einigen Stellen, an andern Stellen kommen aber wieder mehrere Gänge zuſammen und bilden dann bis zu 4 Meter mächtige Gangmaſſen, auf welchen das Erz 1 — 2 Meter mächtig einbricht. Die erzführenden Mittel halten aber ſelten weiter als auf eine Erſtreckung von 60 Metern aus.

Das auf dieſen Gängen vorkommende Kupfererz beſteht aus Kupferkies, aus Schwefelkies, welcher etwas Kupfer enthält und ſehr ſelten aus Kupferglanz. Auf einigen von dieſen Lagerſtätten kommt indeß auch wohl gediegen Kupfer in einer quarzigen Gangmaſſe vor.

Es ſcheint, daß der Kupferkies und der Kupfer enthaltende Schwefelkies ziemlich in gleicher Menge brechen. Der Kupferkies enthält, wenn er aufbereitet iſt, 8 — 9 Proz. Kupfer; der Schwefelkies iſt aber ſehr arm an Kupfer. Häufig enthält er kaum 1 Prozent Kupfer und niemals überſteigt der Kupfergehalt über 5 Proz. Auf der Hütte zu Swanſea haben wir nur dieſe letzte Varietät von irländiſchen Kupfererzen geſehen.

Die Grubenwaſſer zu Cronebane enthalten viel Kupfervitriol aufgelöſt. Man ſammelt es daher in Sümpfen und ſchlägt das Kupfer durch Eiſen nieder.

Beim Röſten der Kupferkieſe, welches in Oefen auf der Grube geſchieht, wird auch zugleich Schwefel gewonnen.

Zu Ballymurtagh, am rechten Ufer der Ovaca, findet ſeit der letzten Hälfte des vorigen Jahrhunderts eine ſehr bedeutende Kupfererzförderung ſtatt. Der Eigenthümer baute zuerſt mit einem ſehr günſtigen Erfolg, aber die letzten Verſuche gewährten kein gutes Reſultat, obgleich die alten Weitungen in der Grube, welche ſich noch 60 Meter unter dem Spiegel des Ovacafluſſes befinden, von Waſſer befreit wurden.

Es ſind in Irland noch einige andere Kupfererzgruben vorhanden; ſie haben aber keine beſondere Bedeutung erlangt.

Eine alte Kupfererzgrube ſoll ſich zu Longhſhinny am Meeresufer befinden. Das Erz kam dort im Uebergangsgebirge, nämlich in Grauwacke, Thonſchiefer, Grünſtein u. ſ. f. vor. Es war eine Art von Kupferkies, der ziemlich reich an Kupfer geweſen ſeyn ſoll. Es ſcheint dort auf kleinen, mit dem Quarz gleichzeitigen Trümern vorgekommen zu ſeyn.

Endlich hat man auch einen wirklichen Kupferkiesgang bebaut, welcher in dem metallführenden Kalkſtein bei Beaupark, nicht weit von Boyne, im mitternächtlichen Theil der Grafſchaft Meath, auſſetzt.

### II. Verfahren bei der Aufbereitung der Kupfererze in Cornwall und Devonſhire.

Das gewonnene Erz wird auf den Gruben in Cornwallis und in Devonſhire entweder in der Grube ſelbſt, oder über Tage einer vorläufigen Handklaubarbeit unterworfen, um diejenigen Stücken auszuhalten, welche größer als zwei Mal ſo groß ſind wie eine Wallnuß.

Von dieſen ausgehaltenen großen Stücken werden die größten unter dem Handſcheidefäuſtel zerſchlagen.

Alsdann unterliegen ſie einer zweiten Handklaubarbeit und werden nach ihrem größern oder geringern Metallreichthum ſortirt. Dieſe verſchiedenen Sorten ſollen hier mit lateiniſchen Buchſtaben bezeichnet werden, um ſie bei der Beſchreibung der folgenden Operationen leicht bezeichnen zu können.

A. Stücken von derben Erzen. Sie werden zerpocht, oder eigentlich nur durch Zerſtampfen mehr zerkleinert, um ſich beſſer verſchmelzen zu laſſen.

B. Stücken von reichen Erzen, d. h. von Erzen, die nur wenig Bergart beigemengt enthalten. Sie werden erſt zerſtampft und kommen dann zum Siebſetzen.

C. Stücken von armen Erzen. Dieſe werden zur eigentlichen Aufbereitung durch Pochen und Waſchen abgegeben.

D. Stücken, welche blos aus Gang- oder Gebirgsart beſtehen und welche ſogleich über die Halde geſtürzt werden.

Digitized by Google

Das derbe Erz A wird durch eine beſondere Vorrichtung ſo weit zerkleinert, daß die Stücken nicht größer als bis zur Größe einer großen Haſelnuß ausfallen, denn in größern Stücken würde ſich das Erz nicht gut verſchmelzen laſſen, wenigſtens nicht bei dem eingeführten Schmelzproceß. Das Stampfwerk, deſſen man ſich dabei bedient, beſteht aus einer Art von eiſernem, plattenartigen Schlägel, der $1\frac{3}{4}$ Zoll rheinl. dick und deſſen Bahn $5\frac{3}{4}$ Zoll lang und breit iſt. Dieſe zum Zerſtampfen oder zum Zerſchlagen beſtimmte Eiſenplatte iſt an einem hölzernen Stiel befeſtigt. Die zu zerſchlagenden Erze liegen auf einer vierkantigen eiſernen gegoſſenen Platte, welche 15 — 16 Zoll rheinl. lang und breit und $1\frac{1}{2}$ Zoll dick iſt und welche auf einem theils aus trocken zuſammengefügten Steinen, theils aus Erde beſtehenden Fundament von etwa 3 Fuß Höhe ruht. Die Oberfläche des Fundaments, folglich auch der eiſernen Platte, neigt ſich etwas von hinten nach vorn. Die Arbeit wird durch Frauen verrichtet; jede iſt mit einer Stampfe, ſo wie ſie vorhin beſchrieben iſt, verſehen. Das zu zerkleinernde Erz liegt vor ihnen und hinter der eiſernen Pochſohle, auf welche ſie es hinauf ziehen, zerſchlagen und dann zu ihren Füßen niederfallen laſſen, wenn es hinlänglich zerkleinert iſt. Das auf dieſe Weiſe zerſchlagene derbe Erz wird keiner weitern Aufbereitung unterworfen, ſondern in dieſem Zuſtand an die Schmelzhütten verkauft.

Das reiche Erz B, welches noch mehr oder weniger Gang- oder Gebirgsart beigemengt enthält, wird auf dieſelbe Weiſe wie das derbe Erz zerkleinert, um durch das darauf folgende Siebſetzen und Waſchen die metalliſchen Theile von den tauben und zu verkürzenden Beimengungen trennen zu können.

Die kleinern Erzſtücken, welche bei der gleich im Eingang erwähnten Handklaubarbeit ſchon auf oder in der Grube ſelbſt ausgehalten wurden, werden durch grobe Siebe von Eiſendraht mit rechteckigen Maſchen oder Oeffnungen von etwa $\frac{1}{2}$ Quadratzoll Fläche geworfen. Dieſe mit dem aufzubereitenden Erz beladenen Siebe liegen über einem kleinen Graben, durch welchen fließendes Waſſer geht und werden durch einen Arbeiter hin und her bewegt. Durch dieſe Operation entſtehen drei Erzſorten, nämlich:

1) Die Stücken E, welche viel kleiner ſind, als eine Haſelnuß und welche durch das Sieb fallen, aber in dem Graben liegen bleiben, weil ſie zu ſchwer ſind, um von dem Waſſer fortgeriſſen zu werden. Die Stücken kommen wieder zum Siebſetzen und zwar gleichzeitig mit dem reichen Erz B, nachdem daſſelbe zerſchlagen iſt.

2) Die feinern Theile F, welche das Waſſer mit ſich fortreißt und in Sümpfen, durch welche es geführt wird, abſetzt.

3) Stücken von der Größe einer Haſelnuß bis zur Größe einer doppelten Wallnuß, welche auf dem Siebe liegen bleiben. Dieſe

letztern kommen auf einen Klaubetiſch und werden durch den Siebſetzer mit Hilfe von zwei Frauen eben ſo ausgeklaubt, wie wir vorhin bei den größern Erzſtücken beſchrieben haben; es werden nämlich ebenfalls vier Sorten gemacht und zwar: derbes Erz **A** und reiches Erz **B**, welche unter das Handſtoßwerk oder unter den Handklopfer kommen, — armes Erz **C**, welches durch Pochen und Waſchen weiter aufbereitet wird und ganz unhaltige Berge **D**, welche weggeſtürzt werden.

Das Erz **E**, welches ſich in dem Graben unter dem großen Sieb anſammelt, wird zum zweiten Mal geſiebt. Eben ſo kommen auch die mit **B** bezeichneten Erzſorten, wenn ſie unter dem Handklopfwerk zerkleinert ſind, zum zweiten Mal auf das Sieb.

Die Siebe zu dieſer zweiten Siebarbeit ſind aber feiner, als die oben erwähnten großen Siebe; denn es gehen etwa 20 — 30 Oeffnungen auf eine Quadratzollfläche. Das mit dem Erz angefüllte Sieb wird von einem Arbeiter auf eine eigenthümliche Weiſe in einer mit Waſſer angefüllten Butte an den zwei Handhaben, welche an dem obern Rande des Siebes befeſtigt ſind, hin und her und auf und nieder bewegt. Die feinſten Erztheile **E** fallen dabei in die Butte oder in das Faß; was aber auf dem Siebe liegen bleibt, findet ſich, in Folge der eigenthümlichen Bewegung des Siebes, in drei Schichten abgelagert, nämlich:

1) Die obere Schicht **D**, welche ganz arm an Erz iſt und daher als Abhub betrachtet und weggeworfen wird.

2) Die mittlere Schicht (**B**, **C**), welche nach der Verſchiedenheit des Erzgehalts und der Größe der Stücken entweder zum Handklopfwerk, oder zum Pochwerk abgegeben, oder auch wohl durch ein nun folgendes Verwaſchen weiter aufbereitet wird. Dieſe Waſcharbeit, welche auf einem ganz horizontal liegenden Heerde vorgenommen wird, hat keinen andern Zweck, als das Erz in zwei Sorten **B** und **C** zu theilen, von denen die erſte zum Handklopfwerk, die zweite zum Pochwerk gegeben wird.

3) Die unterſte Schicht **A**, welche ein ſehr reichhaltiges reines Erz iſt. Dieſe Schicht wird erſt nach mehrmaligem wiederholten Siebſetzen ausgeſchlagen und muß ſich auf dem Sieb anſammeln.

Wenn ſich in der Butte oder in dem Faß eine Quantität von dem feinen Erz **E**, oder von dem Faßvorrath angeſammelt hat, ſo wird es aus dem Faß ausgeſchlagen und über einem horizontal liegenden Heerd und auf einem kleinen Waſchgraben mit zwei Abtheilungen, über welche beide ein Waſſerſtrom geführt wird, verwaſchen. Durch das Verwaſchen erhält man die größern Stücken **E**, welche abermals zum Siebſetzen kommen und die feinen Theile **F**, welche auf den horizontalen Heerden und auf den kleinen Waſchgräben liegen bleiben und derſelben Behandlung, wie die Schlämme (**slimes**) von den Pochwerken unterworfen werden, denen ſie ſowohl in der

Digitized by Google

Feinheit des Korns, als in der Reichhaltigkeit an Erz gleich zu ſetzen ſind.

Die Aufbereitung des durch das eben erwähnte Verwaſchen dargeſtellten Erzes E wird dadurch beendigt, daß man eine gewiſſe Quantität davon auf das mit einer Lage von reichem, durch die vorhergegangene Arbeit dargeſtellten Erz A bedeckte Sieb bringt und dieſes in eine langſame drehende und zugleich erſchütternde Bewegung ſetzt. Durch dieſes erneuerte Siebſetzen begeben ſich noch kleine taube Stücken D auf die Oberfläche, welche weggeworfen werden. Unter ihnen liegen die weniger reichen Erze (B′, C′), welche zum Verpochen an die Pochwerke abgegeben werden und endlich folgt das reiche Erz A, deſſen Quantität ſich durch dieſe Operation etwas vermehrt hat, auf der Oberfläche des Siebs. Dies Erz iſt nun rein genug, um unmittelbar an die Hütte verkauft werden zu können. Bei dieſer wiederholten Siebſetzarbeit füllt ſich das Faß aber nach und nach mit gröbern Stücken von reichem Erz E′ und mit ſehr feinen, ſtaubartigen und unhaltigen Aftern an. Um dieſes in das Faß gefallene Erz E′ zu reinigen und zu demſelben Grade der Reinheit, wie das Erz A zu bringen, wird es, nebſt dem darüber ſtehenden Waſſer, vermittelſt eines Spatens in eine ſehr ſtarke Kreisbewegung geſetzt und wenn ſich nun der ganze Bodenſatz durch die ſtarke Bewegung in dem Waſſer mechaniſch vertheilt hat, ſo läßt man das Faß ruhig ſtehen, wobei ſich die Erztheilchen vermöge ihres ungleich größern ſpecifiſchen Gewichts zuerſt zu Boden ſetzen. Man befördert dieſe Vereinigung der reichen Erztheile dadurch, daß man ſie entweder an dem Spaten ſich abſetzen läßt, oder daß man das Faß nach einer Seite neigt. Die tauben und geringhaltigen Schlämme ſetzen ſich dann über dem reinen Erz ab und laſſen ſich leicht abheben, wobei ſie entweder als ganz taub über die Halde geſtützt, oder, wenn ſie noch einigen Erzgehalt zeigen, zu den Schlämmen von den Pochwerken gegeben und mit dieſen weiter aufbereitet werden. Der reiche Bodenſatz wird ſodann ausgeſchlagen und iſt nun hinlänglich rein, um an die Schmelzhütten verkauft werden zu können.

Es iſt nun noch übrig, das weitere Verfahren mit den Erzen C (B, C, B′, C′) anzugeben, welche, wie wir angeführt haben, zum Pochwerk kommen. Die Pochwerke zum Aufbereiten der Kupfererze unterſcheiden ſich durchaus nicht von denen, die bei der Aufbereitung der Zinnerze angewendet werden. Das zu Schlich gepochte Erz ſetzt ſich, nach der Verſchiedenheit ſeines Korns, in zwei verſchiedenen Sümpfen ab, nämlich die röſchen Schliche fallen in den erſten Sumpf nieder und die Schlammſchliche werden durch das Waſſer in den folgenden Sümpfen hin und her geführt, um ſich vollſtändig darin abzuſetzen.

Die röſchen Schlieche kommen unmittelbar auf den Waſchheerd, der eben ſo eingerichtet iſt, wie die Heerde, auf denen die Zinnerze aufbereitet werden.

Die Schlammſchlieche, ſowohl diejenigen, welche ſich aus der Pochtrübe in den Schlammſümpfen niederſchlagen, als diejenigen, welche bei den vorher erwähnten Aufbereitungsarbeiten erhalten werden, kommen zuerſt auf Waſchheerde mit zwei Abtheilungen, welche viel kürzer ſind, als die vorigen und welche eben die Einrichtung haben, wie die Waſchheerde, auf denen die Zinnſchlieche gereinigt werden. Alsdann werden ſie auf dem Waſchheerde der erſten größern Art völlig rein gemacht.

Bei den verſchiedenen Aufbereitungsarten, welche wir hier angeführt haben, fallen alſo eigentlich ſechs verſchiedene Erzſorten, nämlich:

1) Derbes Erz A, welches unter Handklopfanſtalten zerkleinert wird.

2) Erz, welches zum Siebſetzen kommt und dort nach ſeiner Reichhaltigkeit und nach der Größe ſortirt wird.

3) Feineres Erz, welches beim Siebſetzen als Faßvorrath gewonnen wird.

4) Röſcher gepochter Schlich, der unmittelbar auf großen Waſchheerden verwaſchen wird.

5) Schlammſchlieche, der zuerſt auf kleinen Waſchheerden verwaſchen und dann auf den größern rein gemacht wird.

6) Taubes, Abhub und unhaltige Aſter, welche weggeſtürzt werden, obgleich dabei nothwendig noch etwas beigemengtes Erz verloren gehen muß.

Dieſe Art der Aufbereitung, wie ſie in Cornwallis und in Devonſhire ausgeübt wird, findet mit höchſt unbedeutenden Abänderungen auf allen übrigen Kupfergruben auf den Britiſchen Inſeln ebenfalls Statt.

Das folgende Verfahren wird ſo beſchrieben, wie man es in der Pembrokegrube bei St. Auſtle befolgt.

Zerkleinerung und Scheidung der Erze mit der Hand. — Man zerſchlägt auf der Halde die Erze mit der Hand und mittelſt Fäuſteln in folgende drei Sorten:

A Gutes; B minder gutes; C mittelmäßiges.

A wird durch Frauen mittelſt Fäuſteln in zwei Sorten geſchieden:

A′ gelangt zur Quetſchmaſchine und gibt einen unmittelbar ſchmelzwürdigen Schlich.

A″ gelangt ebenfalls zur Quetſchmaſchine, allein bedarf einer weitern Wäſcharbeit.

B wird auf dieſelbe Weiſe mit der Hand und mittelſt Fäuſteln in zwei Sorten geſchieden.

B′, welches zerquetſcht und dann gewaſchen wird;
B″ gelangt zum Pochwerk;
C wird geſchieden in:
C′, welches zum Pochwerk kommt und in
C″, welches über die Halde geſtürzt wird.

Zerquetſchung der Erze. — Bei der Pembrokegrube ſind zwei Quetſchmaſchinen (**crushing-machines**) im Betriebe, von denen die zweckmäßigſte folgende Einrichtung hat.

Das Erz wird in Wagen auf einem Schienenwege bis zu dem Punkte **A** über dem Quetſchwerke, Fig. 12, Taf. 26 geführt. Sie werden mittelſt eines über eine Rolle laufenden Seils durch die Dampfmaſchine in Bewegung geſetzt, welche die Quetſchwalzen bewegt. Indem man die Wagen ſeitwärts öffnet, fällt ihr Inhalt in den Trichter **T**, von wo ab er unmittelbar zwiſchen die glatten Walzen **C C** und von dieſen auf das Rätter **D** fällt, welches durch eine Kurbel der ſtehenden Welle **M** und eine Kurbelſtange **L** eine hin und her gehende Bewegung erlangt. Ein Theil des Erzſtaubs fällt durch das Sieb und auf den Haufen **S**; ein anderer Theil dagegen fällt zwiſchen die Walzen **C′C′**, die den obern gleich ſind. Dort wird er feiner zerrieben, fällt zum Theil durch das Sieb **D′** und auf den Haufen **S′** und zum Theil über daſſelbe weg auf den Haufen **S″**.

Da das Sieb **D′** gleich große Oeffnungen mit dem Siebe **D** hat, ſo ſind die Vorräthe der Haufen **S** und **S′** von gleicher Beſchaffenheit. Sie gelangen entweder als ſchmelzwürdig zur Hütte, oder zur Wäſcharbeit, je nachdem **A** oder **B** zerquetſcht worden ſind.

Die Vorräthe **S″** werden von Neuem zerquetſcht. Man wirft ſie in den Trichter **T** zurück und vermengt ſie dort mit dem Erz.

Durchmeſſer und Länge der untern Walzen **C′C′** iſt aus Figur 13 erſichtlich. Man bemerkt, daß **a b** ein viereckiger Theil des Zapfens **t** iſt, ſo daß ſich die Walze der Länge nach nicht verſchieben läßt. Die obern Walzen ſind 2 Zoll ſtärker, als die untern und ſind gleich lang als dieſe. Beide Paare ſind aus weißem Roheiſen gegoſſen, dauern aber nur ohngefähr einen Monat, wenn ſie von guter Qualität ſind. — Die Anzahl der Umgänge, welche ſie in einer Minute machen, iſt nach der Härte der zu zerquetſchenden Erze verſchieden und beträgt 10 — 15, gewöhnlich 12.

Eine ſolche Maſchine zerquetſcht 50 Tonnen reiches Erz in 12 Stunden, jedoch weniger Erz zweiter Sorte in gleicher Zeit.

Die Dampfmaſchine, welche das Walzwerk in Bewegung ſetzt, hat einen Cylinder von 26 Zoll Durchmeſſer und von 7 Fuß Kolbenhub. Die Anzahl der Kolbenläufe in der Minute beträgt 16 bis 17. Der Dampfdruck iſt ſehr verſchieden. Gewöhnlich beträgt er 15 Pfund auf den Quadratzoll und erhebt ſich zuweilen bis 30 Pfund. Außer den beiden Walzwerken bewegt dieſe Dampfmaſchine

Digitized by Google

auch noch 6 dreiſtempliche und 4 vierſtempliche Pochſätze, zuſammen 34 Stempel und hebt auch das zu ihrer Speiſung erforderliche Waſſer. Die Pochwelle macht 13 Umgänge in der Minute und hat 6 Hebedaumen auf einer Peripherie, ſo daß jeder Stempel 78 Mal in der Minute gehoben wird. Der Hub jedes Stempels beträgt 8 Zoll und ſein Gewicht 3 Centner.

Das Waſſer wird in einer 20 Zoll weiten Kolbenröhre 12 Fuß hoch gehoben. Die Kolbenhübe betragen etwa 3 Fuß und die Anzahl derſelben in der Minute 12 — 16. Die ſenkrechte Kurbelſtange an dem einen Ende des Balanciers, an deſſen andern Ende die Dampfcylinderkolbenſtange angebracht iſt, bewegt eine doppelte, zwiſchen zwei Schwungrädern von 6 Fuß Durchmeſſer angebrachte Kurbel. — Die Leiſtung der Maſchine läßt ſich auf 55 Pferdekräfte berechnen. Die Pochwerke und die Hebung des dazu erforderlichen Waſſers bedürfen etwa 19 Pferdekräfte, ſo daß 36 für die durch Stöße, Reibung ꝛc. verloren gehende Kraft, ferner zur Hebung des Waſſers zur Speiſung des Keſſels und zur Condenſation und endlich zur Bewegung der Quetſchmaſchine bleiben. Zieht man nun von dieſen 36 Pferdekräften 16 für die Stöße, Reibung ꝛc. ab, ſo bleiben 20 für die Bewegung der Quetſchmaſchine.

Wir kommen nun auf die Beſchreibung der Aufbereitung zurück.

Da A' zu zu verſchmelzendem Schliech zerquetſcht wird, ſo haben die Oeffnungen des Siebs eine Weite von $\frac{7}{8}$ Zoll.

A'' gibt ein zu verwaſchendes Produkt, weshalb jene Weite nur $\frac{3}{8}$ Zoll beträgt.

Nachdem A'' zerquetſcht iſt, wird es auf ein im Waſſer horizontal hin und her bewegtes Sieb geworfen und es bilden ſich drei Sorten:

A''', welches durch das Sieb fällt und ſich auf dem Boden eines langen Kanals ſammelt; es iſt ſchmelzwürdiger Schliech.

A'''' ſammelt ſich auf dem Boden des Siebs und iſt auch verkäuflicher Schliech.

A''''', welches die obere Schicht auf dem Siebe bildet, wird, wie wir weiter unten ſehen werden, gewaſchen. — Das Sieb hat 6 — 7 Löcher auf den Quadratzoll. Man nennt dieſe Operation ein Setzen (jigging).

Schlämmen in dem Schlämmgraben. — A'''' wird in einem ſehr langen Kaſten, in welchen ein ſtärkerer oder ſchwächerer Waſſerſtrom einfällt, geſchlämmt. Es bilden ſich zwei Niederſchläge, der eine im obern Theil a, der auf dieſelbe Weiſe nochmals geſchlämmt wird; der andere, am untern Theil b, der zu dem Pochwerk gelangt. — Nachdem man dieſe Operation mit dem Vorrath a zwei oder drei Mal wiederholt hat, erhält man ſchmelzwürdigen Schliech a'' oder a'''. Der Boden des Schlämmgrabens hat auf 6 Fuß 2 Zoll Fall. — Beim erſten Schlämmen gibt man mehr

Waſſer, als beim zweiten, bei dieſem mehr, als beim dritten und im Allgemeinen um ſo weniger, je reicher und feiner die Schlämme ſind. — Man nennt dieſe Operation in Cornwall tie.

Pocharbeit. — Die Pochwerke für die Kupfererze ſind dieſelben, wie für die Zinnerze. — Das Gewicht der Stempel beträgt 2½ — 3 Centner. — Die Oeffnungen in dem Gitter ſind im Allgemeinen ⅛ Zoll weit; je ärmer das Erz iſt, um ſo feiner macht man ſie umgekehrt.

Von dem Pochwerk erhält man: In einem erſten Graben:

A, rough genannte Vorräthe.

In den folgenden Gräben:

B, Schlämme von verſchiedener Beſchaffenheit.

A', wird in einem shaking-trunk genannten Schlämmheerde geſchlämmt. Man erhält alsdann drei verſchiedene Vorräthe. A', A'', A'''; A' in der Vertiefung am obern Ende des Heerds, A'' und A''' auf demſelben ſelbſt.

A' erleidet die weiter oben erwähnte und tie genannte Schlämmarbeit.

A'' und A''' werden für ſich auf Schlämmgräben verarbeitet. Der Boden der shaking-trunks iſt faſt horizontal; die Neigung beträgt nur ½ Zoll auf 6 Fuß. Es iſt dieſelbe, wie die der Gerinne zur Mehlführung. — Die Schlämmgräben ſind 9 Fuß lang, 3 Fuß breit und 2½ Fuß tief. Die Neigung des Bodens beträgt 8 Zoll auf 6 Fuß. Das Schlämmen in dieſem Apparat iſt daſſelbe, wie bei den Zinnerzen. Der obere Theil wird nach einer Reihe von Operationen in dem Schlämmfaſſe (tossing-tub) geſchlämmt; der untere Theil wird, da man keine Kehrheerde hat, nochmals in den Schlämmgräben verwaſchen.

Schlämmen im Faſſe. — Man erhielt dabei vier Produkte, die, wie die Linien **ab**, **cd**, **efg**, **hik** (Fig. 14, Taf. 26) zeigen, genau von einander getrennt ſind.

Der Oberſtich A wird von Neuem in der trunking-box geſchlämmt; B kommt zur Verarbeitung in Schlämmgräben; C die ſtärkſte Abtheilung, beſteht aus verkäuflichem Schliech; D endlich bildet einen Haufen in der Mitte des Faſſes und gelangt auf ein Sieb von Meſſingdraht mit 18 Oeffnungen auf den Quadratzoll. Dieſes Produkt gibt alsdann zwei neue: D', welches durch das Sieb fällt und reiner Schliech iſt und D'', welches auf demſelben liegen bleibt und entweder über die Halde geſtürzt wird, oder die tie genannte Operation erleidet.

Der Oberſtich kommt in Schlämmfäſſer (trunking-boxes) und man erhält drei Produkte:

a, welches von Neuem geſchlämmt und die tie genannte Operation erleidet; b wird in Schlämmgräben gewaſchen und c über die Halde geſtürzt, oder zuweilen auch von Neuem in Schlämmfäſſern geſchlämmt.

**Quetſchmaſchine zu Lanescot.** — Dieſe Maſchine hat nur ein einziges Walzenpaar, die 18 Zoll ſtark und 2 Fuß lang ſind und 10 Umgänge in der Minute machen. Das zerquetſchte Erz fällt in das Innere eines hohlen, geneigt liegenden Cylinders, deſſen Wände aus Gaze von Eiſendraht beſtehen und durch der Länge nach laufende, von Diſtanz zu Diſtanz angebrachte Eiſenſtangen Haltbarkeit bekommen. Das Erzmehl fällt durch die obere Baſis in den Cylinder, ein Theil davon fällt durch das Sieb und die zu großen Theile fallen aus der andern Baſis wieder heraus. — Die Anzahl der Löcher in der Gaze auf den Quadratzoll iſt nach der Beſchaffenheit der zu zerquetſchenden Erze verſchieden. — Die Maſchine wird durch ein 24 Fuß hohes und in den Schaufeln 3 Fuß breites oberſchlächtiges Waſſerrad von etwa 17½ Pferdekräften in Bewegung geſetzt.

Wir ſehen, daß das Aufbereitungsverfahren auf der Pembrokegrube von der bei andern Kupfergruben in der Anwendung der Quetſchwerke ſtatt der Trockenpochwerke und in mehrern andern Punkten abweicht. Wir ſahen im 4. Kapitel, daß die Quetſchwerke auch bei Aufbereitung der Bleierze in England in häufiger Anwendung ſtehen und wir ſahen auch endlich Seite 582 ꝛc. Bd. IV., daß ſie zu den weſentlichſten Verbeſſerungen bei der Oberhärzer Aufbereitung gehören.

### III. Verfahren bei der Zugutemachung der Kupfererze in Südwales.

Weil Cornwall keine Steinkohlengruben beſitzt, ſo bringt man die Kupfererze nach Südwales, um ſie dort zu verſchmelzen, indem ſich in dieſer Provinz äußerſt reiche Steinkohlenniederlagen befinden. Der Erztransport iſt minder koſtbar, als der Transport des Brennmaterials und wird es dadurch noch weniger, daß die Erze eigentlich nur als Rückladung für die Schiffe dienen, welche Cornwall theils zum häuslichen Gebrauch, theils zum Betriebe der Dampfmaſchinen und der Zinnhütten mit Steinkohlen verſorgen.

Es befinden ſich in Südwales etwa 15—20 Kupferhüttenwerke, die faſt alle längs der Meeresküſte von Swanſea bis über Neath hinaus liegen. Aber die genannten beiden Städte ſind eigentlich als die Mittelpunkte zu betrachten, um welche ſich die mehrſten Etabliſſements befinden. Die Nähe des Meers und die Lage an den ſchiffbaren Flüſſen Swanſea und Neath erleichtern die Anſchaffung aller Materialien und die Verſendung der erzeugten Produkte.

Außer den Kupferhütten in Südwales werden auch auf der Inſel Angleſea und zu Whiſton bei Kingley in Staffordſhire noch Kupfererze verſchmolzen. Aber die Hütten auf der Inſel Angleſea,

welche ſchon ſeit langer Zeit kalt ſtanden, ſind erſt ſeit wenigen Jahren wieder in Betrieb geſetzt worden.

Das Zuſammendrängen der Hüttenlagen in einer Gegend hat Veranlaſſung gegeben, daß das Verfahren bei der Verſchmelzung der Kupfererze ſehr wenig Abweichendes zeigt und daß die Kupferhüttenarbeiten einen hohen Grad von Vollkommenheit erlangt haben. Das ganze Zugutemachungsverfahren iſt in Folge von abwechſelnden Röſt- und Schmelzarbeiten in Flammöfen und das Abweichende bei dieſer Verfahrungsart beſteht nur darin, daß auf einigen Werken (**Midle-bank Copper works**) die vom Schmelzen der geröſteten Erze erhaltenen Halbprodukte ſtatt ſonſt gewöhnlich drei Mal, dort vier Mal geröſtet und geſchmolzen werden. Dies viermalige Röſten und Schmelzen ſoll zwar mehr Zeit und Koſten veranlaſſen, aber es ſoll dadurch beſſeres Kupfer als auf den Werken gewonnen werden, die nur drei Mal röſten und ſchmelzen.

## Angewendete Oefen.

Dieſe Oefen ſind Flammöfen, die nach den Operationen, zu denen ſie beſtimmt ſind, in den Dimenſionen und in der Anzahl der Oeffnungen, mit denen ſie verſehen, verſchieden ſind. Es gibt fünferlei Arten:

1) Röſtöfen (**calcining furnaces** oder **calciner**);
2) Schmelzöfen (**melting furnaces**);
3) Röſtöfen (**roasting furnaes** oder **roasters**);
4) Oefen zum Gaarmachen (**refining furnaces**);
5) Glühöfen.

1) Der Röſtofen (Taf. 26, Fig. 15, 16 und 17). Der Grundriß dieſes Ofens zeigt zwei Rechtecke. Das eine umfaßt den eigentlichen Ofen, das zweite ſcheint ein Anhang zu ſeyn, welcher den Feuerraum enthält. Die Oefen ruhen auf einem Gewölbbogen, in welchen man das geröſtete Erz fallen läßt; ſie beſtehen gänzlich aus Ziegelſteinen und damit ſie der Einwirkung der Wärme beſſer widerſtehen können, ſind ſie mit eiſernen Verankerungen verſehen, wie man an dem Aufriß Fig. 15 erſieht.

Die Heerdſohle iſt faſt elliptiſch, an beiden Enden der großen Axe abgeſtumpft; ſie iſt horizontal, beſteht aus feuerfeſten, auf die Kante geſtellten Ziegelſteinen und kann ausgebeſſert werden, ohne das Gewölbe zu verändern, auf welchem ſie ruht. Vor jeder Thür iſt in der Sohle eine runde Oeffnung **a**, Fig. 17, angebracht, durch welche der geröſtete Schliech in das Gewölbe fällt.

Der Heerd iſt 17—19 engl. Fuß lang und 14—16 Fuß breit. Der Heitzraum oder Roſt iſt 4½—5 Fuß lang und 3 Fuß breit. Die Feuerbrücke iſt 2 Fuß ſtark. In der Hütte zu Hafod geht ein Kanal hindurch, der an beiden Enden mit der äußern Luft in Ver-

bindung ſteht und der dieſelbe dem Heerd zuführt.
dieſe Einrichtung genauer bei Beſchreibung des Ofen
des Rohſteins erwähnen. Das Ofengewölbe ſenkt ſich
brücke bis zur Eſſe und iſt dort 25½ und hier 7,8—

Die Oefen haben vier bis fünf Thüren, eine zu
drei oder vier zum Arbeiten. Sind nur drei vorhan
zwei an der einen und eine an der zweiten langen
andern Fall befinden ſich zwei Thüren an jeder Seit
genau gegenüber liegen. Sie ſind jede 1 Fuß breit u
eiſerne Rahmen. Die Eſſe liegt an der einen Ecke
telſt eines geneigten Fuchſes mit dem Heerd in Verb
21½—26 Fuß hoch.

Zum Eintragen der Schlieche ſind gewöhnlich
wölbe jedes Ofens und den Thüren gegenüber zwei
bracht. Dieſelben beſtehen aus vier gußeiſernen P
durch ſchmiedeeiſerne Rahmen zuſammengehalten werd
dem Volum der Einſätze entſprechen. Unter jedem
dem Gewölbe eine Oeffnung, ſo daß die Erze auf
gelangen.

Dieſe Oefen dienen zum Röſten des Erzes; z
Steins wendet man Oefen von zwei Stockwerken
über einander liegenden Heerden an, deren Dimenſion
geringer als die der obigen ſind. Jeder Heerdſohle e
Thüren und damit die Arbeiter zu der obern Sohle
nen, iſt eine bewegliche hölzerne Brücke vorhanden.

2) Der Schmelzofen (Taf. 26, Fig. 18 un
Form des Heerds iſt ebenfalls ellipſoidiſch, allein ſein
ſind weit geringer, als die der Roſtöfen; ſeine Läng
mehr als 11—11½ Fuß engl. und ſeine Breite wechſ
8 Fuß.

Die Feuerbrücke beſteht aus Ziegelſteinen und iſt
der Feuerraum iſt verhältnißmäßig weit größer, als
öfen, indem er 3½—4 Fuß lang und 3—3½ Fuß br
Verhältniſſe ſind erforderlich, um eine zum Schmelzen
forderliche Temperatur hervor zu bringen; aus dieſem
dieſe Oefen auch eine geringere Anzahl von Oeffnung
ren deren gewöhnlich drei, eine zum Feuern, eine
einen kurzen Seite, welche faſt immer geſchloſſen
denjenigen Fällen angewendet wird, in denen man
feſthängende Materien herausreißen oder wenn man d
wegen in den Ofen gelangen will. Eine dritte Thür
der Vorderſeite des Ofens angebracht und wird die
nannt; durch dieſelbe zieht man die Schlacken ab,
ſchmolzenen Materien um ꝛc.

Der Heerd beſteht aus feuerfeſtem Sand; er iſt etwas nach der Arbeitsthür zu geneigt, um den Abfluß des Metalls zu erleichtern. Vor dieſer Thür iſt in dem Heerde des Ofens eine Oeffnung (Fig. 19) vorhanden, durch welche das Metall abfließt. Ein eiſerner Kanal O führt es in eine Grube P, auf deren Boden ein gußeiſerner Recipient vorhanden iſt, der mittelſt eines Krahns emporgehoben werden kann. Die Grube iſt mit Waſſer angefüllt und indem das Waſſer hineinfällt, wird es granulirt und ſammelt ſich in dem Recipienten.

Ueber dieſen Oefen iſt ein Trichter angebracht.

Zuweilen ſind die Schmelzöfen zugleich auch Röſtöfen. Fig. 20, Taf. 26, iſt ein ſolcher, in der Nähe von Swanſea, der dieſem doppelten Zweck entſpricht; er hat drei Sohlen, a, b und c. Die Sohle a dient zum Schmelzen des geröſteten Erzes, die beiden andern, b und c, zur Röſtung. Da die Hitze auf der oberſten Sohle c die geringſte iſt, ſo trocknet dort das Erz ab und fängt an zu röſten und dieſe Operation wird auf der zweiten Sohle b beendigt.

Quadratiſche Oeffnungen d, welche in den Sohlen b und c angebracht ſind, verbinden dieſelben unter einander und mit der untern Sohle a. Sie werden während des Betriebs mittelſt einer darauf gelegten Blechplatte verſchloſſen gehalten. Die Heerdſohlen b und c beſtehen aus Ziegelſteinen; ſie ſind oben horizontal und unten etwas gewölbt; ſie haben die Stärke der Ziegelſteine, d. h. faſt 1 Fuß. Ihre Dimenſionen ſind bedeutender, als die der untern Sohle, da ſie über den Feuerraum weggehen.

In den zur Röſtung beſtimmten Sohlen hat der Ofen an einer ſeiner langen Seiten zwei Thüren. Die untere Sohle hat ebenfalls zwei, aber ſie liegen verſchieden: Die erſtere an der Vorderſeite des Ofens dient zum Abziehen der Schlacken, zum Umrühren des Metalls u. ſ. w. und die andere an der kurzen Seite dient zur Reparatur des Ofens. Unter derſelben iſt die Stichöffnung angebracht, welche mittelſt eines gußeiſernen Kanals mit einer mit Waſſer angefüllten Grube in Verbindung ſteht.

Die Breiten- und Längendimenſionen dieſes Ofens ſind weſentlich dieſelben wie die des oben beſchriebenen Schmelzofens; ſeine Höhe beträgt etwa 13 engl. Fuß. — Das Eintragen des Erzes geſchieht durch einen Trichter.

3) Oefen zum Röſten des Steins. — Die zu dieſer Operation angewendeten Oefen ſind im Allgemeinen den Schliechröſtöfen analog; nur in der Hütte zu Hafod haben ſie eine eigenthümliche Einrichtung, welche den Zweck hat, einen ununterbrochenen Luftſtrom auf das Metall zu führen und die Oxydation zu erleichtern. Es geht zu dem Ende mitten durch die ganze Länge der Feuerbrücke ein Kanal a a', Fig. 21, Taf. 26, der an beiden Enden mit der freien Luft in Verbindung ſteht. Rechtwinklich auf

dieſen Kanal ſtehende Oeffnungen b führen die Luft auf den Heerd.

Dieſe ſehr einfache Einrichtung hat eine bedeutende Einwirkung auf den Betrieb des Steinröſtens. Sie begünſtigt nicht allein die Oxydation der Metalle, ſondern ſie gewährt auch den Vortheil, den Rauch zu verbrennen und die Schwefelentwicklung zu unterſtützen. Indem ſie zu gleicher Zeit die Brücke kalt erhält, ertheilt ſie dem Ofen eine gleichförmigere Temperatur.

4) Oefen zum Gaarmachen. — Bei dieſen, welche den Schmelzöfen analog ſind, neigt ſich die Heerdſohle nach der Thür an der Vorderſeite, indem ſich das Kupfer in einem Sumpf in der Sohle in der Nähe jener Thür ſammelt, aus welchem man es mit Kellen ausſchöpft, ſtatt daß es aus den Schmelzöfen mittelſt einer in der Sohle befindlichen Oeffnung ausläuft. Der Heerd iſt aus Sand angefertigt; das Gewölbe des Gaarofens muß höher als das des Schmelzofens ſeyn und ſeine Höhe über dem Heerd beträgt $31\frac{1}{2}$—39 engl. Zoll. Wäre das Gewölbe gedrückter, ſo würde ſich auf der Oberfläche des Metalls eine der Güte des Kupfers ſehr nachtheilige Oxydhaut bilden. Gießt man alsdann das Metall aus, ſo erſtarrt und reißt die Oberfläche und das unter dieſer Haut befindliche flüſſige Kupfer dringt an die Oberfläche. Dieſes ſogenannte Steigern des Kupfers macht es zum Auswalzen untauglich. Man muß ſolches Kupfer einem neuen Gaarmachen unterwerfen und muß, um das Kupferoxyd aufzulöſen, Blei zuſetzen, faſt der einzige Fall, in welchem ein Bleizuſatz beim Gaarmachen erforderlich iſt*).

Die auf der Seite liegende Thür iſt ſehr groß und wird mittelſt eines Gegengewichts geſchloſſen. Da dieſe Thür während des Gaarmachens faſt immer offen iſt, ſo iſt die Hitze im Vordertheil des Ofens ſtärker.

5) Glühöfen. — Dieſe dienen zum Ausglühen der Kupferbarren, welche ausgewalzt werden ſollen und zum Glühen der Kupferbleche und ſind weit länger als breit. Ihr Heerd iſt horizontal, das Gewölbe ſehr flach; ſie haben nur eine an der kurzen Seite vorhandene Thür, welche faſt die ganze Breite des Ofens einnimmt. Dieſe Thür wird durch ein Gegengewicht gehoben.

Reihe der Operationen, welchen die Erze unterworfen werden. — Die in Wales verſchmolzenen Erze ſind mehr oder weniger mit Gangarten vermengte Kupferkieſe, die aus faſt gleichen Verhältniſſen von Schwefelkupfer und Schwefeleiſen

*) Wenn das gaar zu machende Kupfer mit fremdartigen Metallen, beſonders mit Zinn vermiſcht iſt, wie z. B. bei Glocken- oder Geſchützmetall, ſo muß man ſehr weite Oefen anwenden, damit das Metallbad der oxydirenden Einwirkung der Luft eine große Oberfläche darbietet und damit es nicht tief iſt.

zuſammengeſetzt ſind. Die Gangart iſt gewöhnlich kieſelartiger Natur; aber die Erze von einigen Gruben ſind auch durch Thon oder durch Flußſpath verunreinigt. Dieſe Beimengungen pflegen immer in ziemlich gleichbleibenden Verhältniſſen vorhanden zu ſeyn. Zufällig ſind aber mit den Kupfererzen auch noch Zinnerze und Arſenikkieſe verbunden und wenn gleich dieſe Verbindung keine chemiſche iſt, ſo laſſen ſich doch dieſe Beimengungen durch mechaniſche Aufbereitung nicht vollſtändig trennen. Es geht hieraus hervor, daß die Erzbeſchickung, welche zum Zugutemachen abgegeben wird, zuſammengeſetzt iſt aus:

Kupfer,
Eiſen,
Schwefel,
Zinn, Arſenik } in einigen Fällen,
erdigen Subſtanzen.

Man beſchickt dieſe verſchiedenen Erze ſo mit einander, daß ſie einen mittlern Gehalt von 8½ Proz. haben.

Die angewendeten Hüttenproceſſe beſtehen in einer abwechſelnden Reihe von Röſtungen und Schmelzungen. Beim Röſten entwickeln ſich die flüchtigen Subſtanzen größtentheils als Gaſe, während die eine große Verwandtſchaft zum Sauerſtoff habenden Metalle in den oxydirten Zuſtand übergehen. Beim Schmelzen verbinden ſich die erdigen Subſtanzen mit dieſen Oxyden und bilden Schlakken, welche auf die Oberfläche des Metallbads gelangen.

Dieſe Röſt- und Schmelzproceſſe finden in folgender Reihefolge Statt:

1) Erzröſtung (calcination of the ore).

2) Schmelzung des geröſteten Erzes (melting of the calcined ore).

3) Röſtung des bei dem Proceß 2 fallenden und erhaltenen Rohſteins (calcination of the coarse metal).

4) Schmelzung des geröſteten Rohſteins (melting of the calcined coarse metal).

5) Röſtung des bei dem Proceß 4 gewonnenen Concentrationsſteins (calcination of the fine metal).

6) Schmelzung des geröſteten Concentrationsſteins (melting of the calcined fine metal).

7) Röſtung des durch den Proceß 6 erhaltenen zweiten Concentrationsſteins oder auch des Rohkupfers (coarse or blistered copper).

In einigen Hütten wird dieſes letztere Röſten vier Mal wiederholt. Wir werden dieſe Operation beſonders beſchreiben. Man macht in dieſem Fall eine der frühern Rohſteinröſtungen und Schmelzungen weniger. — In der Hütte zu Hafod hat man auch Mit-

tel gefunden, eine von den Steinröſtungen und eine Schmelzung zu unterdrücken, ohne deshalb die Röſtungen des Concentrationsſteins vermehren zu müſſen.

8) Das Gaarmachen oder Raffiniren des Rohkupfers [refining or toughening] *).

Außer dieſen Operationen, welche die eigentliche Kupferarbeit bilden, führt man oft zwei andere aus, bei denen man nur Schlakken ſchmilzt. Wir bezeichnen ſie mit a und b.

a) Verſchmelzung desjenigen Theils der Schlacken von dem zweiten Proceß, welche metalliſche Körnchen enthält.

b) Beſonderes Verſchmelzen der Schlacken von dem vierten Proceß. Dieſes Schmelzen, welches eine Concentration des Schlakkenkupfers zum Zweck hat, findet nicht in allen Hütten Statt.

Erſter Proceß. — Das Erzröſten. — Wenn die von Cornwall ankommenden Kupfererze aus den Schiffen ausgeladen werden, ſo breitet man ſie auf Beſchickungsplätzen, welche mit der Hütte in Verbindung ſtehen, dergeſtalt aus, daß eine Ladung ſchichtenweiſe über einander gebracht wird. Von den ſo aufgeſchichteten Haufen werden dann ſenkrechte Abſtiche genommen und zu den Oefen gebracht, ſo daß man auf dieſe Weiſe ein ziemlich vollkommnes Gemenge von allen Erzarten erhält, die von den Gruben geliefert werden. Bei der ſehr verſchiedenartigen Beſchaffenheit und bei den ſehr verſchiedenartigen Gemengtheilen der Erze, von denen der eine als Fluß für den andern wirkt, iſt es nothwendig, auf eine möglichſt ſorgfältige Vermengung der Erze vor der Verarbeitung zu ſehen, zwar würde eine noch genauere Vermengung, gegründet auf den durch die chemiſche Analyſe aufzufindenden Miſchungsverhältniſſen, ungleich mehr vorzuziehen ſeyn, allein es iſt bei der Verarbeitung im Großen ganz unmöglich, die Erze in Cornwall auf den Gruben beſonders zu ſtürzen, ſie beſonders zu verſchiffen und auf den Hüttenwerken wieder beſonders aufzubewahren, weil die erforderlichen Räume nicht beſchafft werden können.

---

*) Die Benennungen Rohſtein, Concentrationsſtein und Schwarzkupfer bezeichnen zwar nicht ganz genau dieſelben Halbprodukte, welche unter dieſem Namen bei dem Kupferſchmelzproceß in Schachtöfen bekannt ſind; indeß herrſcht dabei eine ſehr große Uebereinſtimmung und ſie wurden daher um ſo mehr gewählt, als ſie die Ueberſicht des Flammofenſchmelzproceſſes erleichtern, indem ſich ſogleich zeigt, daß dieſer Proceß in eben ſo viel einzelne Theile, als die Schmelzarbeit in Schachtöfen zerfällt. Nur die Benennung Schwarzkupfer für coarse copper möchte nicht paſſend ſeyn, ſondern dafür zweiter Concentrationsſtein gewählt werden müſſen, weil das coarse copper noch ein ſehr viel ſchwefelreicheres Kupfer iſt, als unſer Schwarzkupfer. (Anmerkung zu Hrn. Vivian's Abhandlung über den Kupferſchmelzproceß zu Hafod — deren Beſitzer der Verfaſſer iſt — aus den Annales of Phil. in Karſtens Archiv, erſte Reihe, VIII., 163. Dieſe Abhandlung iſt bei der Voyage métallurg. benutzt).

Von den Gattirungsplätzen werden die Erze den Calciniröfen in Gefäßen übergeben, von denen jedes 100 Pfd. enthält. Die Arbeiter tragen die gefüllten Gefäße auf den Schultern zu den Röſtöfen und ſchütten den Inhalt in gegoſſene eiſerne Kaſten aus, welche oben offen, unten aber mit einer Oeffnung verſehen ſind und auf dem Gewölbe des Ofens über dem Röſtraume ſtehen. Die Decke oder das Gewölbe des Ofens iſt mit Oeffnungen verſehen, welche mit der Oeffnung der Kaſten korreſpondiren, ſo daß die Erze unmittelbar aus dem Kaſten auf den Röſtheerd fallen. Gewöhnlich ſtehen zwei ſolcher Kaſten auf jedem Calcinirofen, zwiſchen den beiden Thüren auf jeder Seite. Die auf dem Röſtheerd aufgeſchütteten Erze werden durch lange eiſerne Gezähe oder durch die ſogenannten Rühikrücken gleichmäßig über dem Heerd ausgebreitet. Der Heerd ſelbſt iſt aus feuerfeſten Ziegeln zuſammengeſetzt.

Ein jedesmaliger Einſatz beſteht aus 3—3½ Tonnen (60—70 Ctr.). Die Feuerung wird nach und nach verſtärkt, ſo daß die Hitze, gegen Ende des Proceſſes, welcher eine Zeit von etwa zwölf Stunden erfordert, bis zu dem äußerſten Grade gekommen ſeyn muß, den das Erz aushalten kann, ohne zu ſchmelzen oder zuſammen zu backen. Um dies Zuſammenbacken zu verhindern und zugleich die Entweichung des Schwefels zu befördern, muß das Erz im Laufe der Operation häufig umgerührt werden, damit es der Luft und Flamme immer neue Oberflächen darbietet. Nach zwölf Stunden wird der abgeröſtete Einſatz aus dem Ofen gezogen, indem er durch einen Schlitz, welcher vor einer jeden von den vier Arbeitsthüren angebracht iſt, unter das Gewölbe des Röſtofens gekrückt wird. Dort bleibt das Erz liegen, um ſich abzukühlen und wird beim Fortbringen mit Waſſer angefeuchtet, damit die feinern Erztheilchen nicht verſtäuben. In dieſem Zuſtand iſt es nun geröſtetes Erz und muß, wenn der Proceß gut geleitet war, eine ſchwarze Farbe und eine pulverartige Beſchaffenheit beſitzen. Die ſchwarze Farbe rührt ohne Zweifel von dem Eiſengehalte her, der ſich beim Röſten oxydirt, wodurch Eiſenoxydul erzeugt wird, welches die leichtere Schmelzbarkeit der Erze ungemein befördert. Bei dieſer erſten Röſtung iſt jedoch die Menge des ſich oxydirenden Eiſens im Verhältniß zu dem ganzen Eiſengehalt des Erzes nur ſehr geringe, weil das Metall vor der Einwirkung der Luft durch die große Menge der erdartigen Subſtanzen, durch den Schwefel und durch die übrigen flüchtigen Beſtandtheile des Erzes geſchützt wird. Der Schwefel entweicht niemals in dem Zuſtande von Schwefelblumen, ſondern er ſäuert ſich, ſo daß dieſer Proceß ein wirklicher Röſtungsproceß iſt, welcher durch den Zutritt der atmoſphäriſchen Luft eingeleitet wird.

Zweiter Proceß. — Das Schmelzen des geröſteten Erzes. — Das geröſtete Erz wird eben ſo wie das rohe

von den Arbeitern in Gefäßen, welche einen Centner geröſtetes Erz enthalten, zu den Schmelzöfen gebracht. Das Beſetzen der Schmelzöfen, ſo wie das Ausbreiten des Einſatzes auf dem Schmelzheerd, werden in derſelben Art verrichtet, wie bei den Röſtöfen bemerkt worden iſt. Der Roſt wird durch die in der Stirn des Ofens befindliche Thür gerade gezogen und ausgebreitet. Iſt die Beſetzung erfolgt, ſo wird die Thür verſchloſſen und es werden alle Fugen gut verſchmiert. Der Erzroſt erhält noch einen Zuſatz von Schlacke, die beim Schmelzen des geröſteten Kupferſteins (Proceß 4) gefallen iſt, nicht ſowohl wegen des Kupfergehalts dieſer Schlacke, ſondern vorzüglich, weil ſie den ſchnellern Fluß des geröſteten Erzes befördert, indem ſie vorzüglich aus oxydirtem Eiſen beſteht. Dieſe Schlacke wird nicht von oben, durch das Gewölbe, ſondern durch die in der Stirn des Ofens befindliche Thür auf den Schmelzheerd gebracht.

Sobald der Ofen beſetzt iſt, wird er auch angefeuert und der Schmelzer hat nun blos und vorzüglich dahin zu ſehen, daß die Maſſe in Fluß kommt, wodurch alſo dieſer Proceß weſentlich von dem vorigen, dem Röſtproceß, abweicht. Iſt die Schmelzung erfolgt, ſo wird die Thür des Ofens geöffnet und die flüſſige Maſſe ſtark durchgerührt oder durchgekrückt, um die vollſtändige Scheidung der geſchwefelten metalliſchen Theile von der Schlacke oder von den erdartigen Beſtandtheilen zu befördern und zu bewirken, daß ſich die flüſſige Maſſe klärt und in gleichartigem Zuſtand auf den Boden des Schmelzheerds ſenkt, welcher aus Sand geſchlagen wird, in den ſich ein Theil der geſchmolzenen Maſſe ſehr bald einzieht. Iſt der Ofen fertig, d. h. befindet ſich die Maſſe in einem vollkommen geſchmolzenen Zuſtande, ſo wird die Schlacke mit einer durch die in der Stirn des Ofens befindlichen Arbeitsthür hineingeführten eiſernen Krücke abgezogen. Dieſe Schlacke beſteht aus den in dem Erz vorhanden geweſenen erdartigen Subſtanzen und aus Metalloxyden, die beim Röſten gebildet wurden und welche ſich vermöge ihres geringern ſpecifiſchen Gewichts auf die Oberfläche des Metalls begeben und auf derſelben ſchwimmen. Wenn alle Schlacke aus dem Ofen gezogen iſt und die Oberfläche des geſchwefelten Metalls rein zum Vorſchein kommt, wird ein zweiter Einſatz von Erzen auf dieſelbe Weiſe wie das erſte Mal gegeben und der Proceß in derſelben Art fortgeſetzt. Die Beſetzung wird ſo lange wiederholt und der Proceß ſo oft erneuert, bis das Schwefelmetall ſo hoch auf dem Schmelzofenheerde ſteht, daß es überzufließen und aus der Thür abzulaufen droht, welches gewöhnlich nach dem dritten Beſetzen der Fall zu ſeyn pflegt. Alsdann wird der Stich, welcher ſich an der einen langen Seite des Ofens befindet, geöffnet, um die geſchmolzene Maſſe in eine mit Waſſer gefüllte Grube zu leiten. Sie wird auf dieſe Art granulirt und ſammelt ſich auf dem Boden

der Grube oder der Ciſterne an, von wo ſie durch einen Krahn herausgehoben, in Kaſten gepackt und zu dem Aufbewahrungsort gebracht wird, wo ſie bis zur weitern Verarbeitung liegen bleibt.

Die Schlacke wird in Sandformen abgelaſſen, welche auf der Hüttenſohle vor der Stirn des Ofens eingedrückt werden. Nach einer jedesmaligen Beſetzung des Ofens muß dieſe Schlacke aus der Hütte nach der Schlackenklaubebank gebracht werden, wo ſie zerſchlagen und ſorgfältig unterſucht wird. Die Stücken, worin ſich noch etwas Schwefelmetall findet, werden ausgehalten und dem Schmelzer zurückgegeben. Ungeachtet die Schlacke dickflüſſig und zähe iſt, ſo ſetzt ſich doch der darin etwa befindliche Kupfergehalt immer zu Boden. Die reine und von aller Beimiſchung von Schwefelmetall freie Schlacke wird über die Halde geſtürzt. Sie beſteht aus den erdartigen Beſtandtheilen des Erzes und aus Oryden des Eiſens und anderer Metalle, welche im Erz mit dem Kupfer verbunden waren. Die ſchwarze Färbung der Schlacke rührt von orydirtem Eiſen her. Ein Theil Kieſelerde oder Quarz geht ganz ungeſchmolzen in die Schlacke und gibt ihr dadurch ein phosphorartiges Anſehn.

Durch dieſen erſten Schmelzproceß wird das Kupfer concentrirt und ein Theil von den in dem Erze befindlichen Stoffen abgeſchieden. Das granulirte Schwefelmetall enthält gewöhnlich 33 Proz. Kupfer. Es iſt folglich vier Mal ſo reich, als das rohe Erz und hat daher ſein Volum auch in demſelben Verhältniß vermindert. Die hauptſächlichſten Beſtandtheile ſind Schwefel, Kupfer und Eiſen.

Man hat bei dieſem Schmelzproceß vorzüglich dahin zu ſehen, daß das zu ſchmelzende Gemenge von orydirten und nicht orydirten Körpern in einen recht dünnen Fluß gebracht wird, ſo daß ſich das Kupfer vollſtändig mit dem Schwefel verbinden, ſich vermöge ſeines größern ſpecifiſchen Gewichts in dieſer Verbindung zu Boden ſenken und zur Entſtehung von recht reiner Schlacke Anlaß geben kann. Dieſen Zweck erreicht man vorzüglich durch den Zuſatz von Metalloryden, nämlich von Schlacke, welche bei dem Proceß 4 erhalten wird, indem dieſelbe faſt gänzlich aus Eiſenorydul beſteht. Hat man ſehr widerſpenſtige oder ſtrengflüſſige Erze zu verſchmelzen, ſo bringt man wohl einen Kaſten voll Flußſpath zu der zu verarbeitenden Erzpoſt, obgleich man es ſo viel als möglich vermeidet, das Volumen der zu ſchmelzenden Maſſe zu vermehren.

Die Schmelzerſchicht dauert 24 Stunden und in dieſer Zeit werden gewöhnlich fünf Poſten geſchmolzen. Unter günſtigen Umſtänden, wenn nämlich die Erze leichtflüſſig, die Kohlen gut und die Oefen in einem guten betriebsfähigen Zuſtande ſind, können auch wohl ſechs Schmelzungen erfolgen.

a) **Verſchmelzen der Schlacken, welche Metallkörner enthalten.** — Wenn man von dem vorhergehenden Schmelzen eine hinlängliche Menge Schlacken, welche Metallkörner enthalten, geſammelt hat, ſo verſchmilzt man ſie für ſich. Dieſer Proceß ſcheint blos den Zweck zu haben, die Körner von den Schlacken, welche ſie umſchließen, zu trennen. Man erhält dabei ein Schwefelmetall, ähnlich dem beim erſten Schmelzen erlangten, mit welchem man es vereinigt und auch Schlacken, welche über die Halde geſtürzt werden. Die Schlacken ſind zäh, aber das Kupfer trennt ſich ſehr leicht davon.

**Dritter Proceß.** — **Das Röſten des Rohſteins oder des Produkts von der erſten Schmelzung.** — Dieſe Arbeit wird ganz genau in derſelben Art verrichtet, wie das Erzröſten und erfolgt in dem Ofen Fig. 15, 16 und 17, Taf. 26. Der mit einem Mal abzuröſtende Satz hat auch daſſelbe Gewicht; weil es jetzt aber vorzüglich darauf ankommt, das Eiſen zu oxydiren, welches ſich beim Steinröſten vollſtändiger als beim Erzröſten bewirken läßt, weil es nun nicht mehr ſo ſehr vor der Einwirkung der atmoſphäriſchen Luft durch die erdartigen Subſtanzen geſchützt wird, ſo bleibt der Satz oder die zu röſtende Rohſteinpoſt 24 Stunden lang im Ofen und wird während dieſes Zeitraums wiederholt gerührt und gewendet. In den erſten ſechs Stunden wendet man nur eine mäßige Hitze an, dann aber wird die Temperatur bis zur Beendigung des Röſtproceſſes nach und nach ſteigend erhöht. Der jedesmalige Einſatz beträgt 3—3½ Tonnen.

**Vierter Proceß.** — **Das Schmelzen des geröſteten Rohſteins.** — Dieſe Arbeit wird in Oefen verrichtet, welche ganz genau ſo, wie die Oefen zum Erzſchmelzen (Proceß 2) conſtruirt ſind. Gleichzeitig mit dem geröſteten Rohſtein wird auch etwas Schlacke vom Erzſchmelzen, welche noch etwas verkalktes Kupfer enthält, ſo wie auch der mit eingedrungenem Metall angerichtete Heerdboden oder die metallhaltige Heerdſohle verſchmolzen. Das Verhältniß dieſer Zuſchläge hängt theils von der vorhandenen Menge dieſer Hüttenabfälle, theils von der Beſchaffenheit des geröſteten Rohſteins ab.

Die chemiſche Wirkung dieſes Schmelzproceſſes auf die Hüttenabgänge beſteht darin, das oxydirte Kupfer in der Schlacke durch einen Theil Schwefel zu reduciren. Der Schwefel verbindet ſich nämlich mit dem Sauerſtoff und entweicht als ſchweflichte Säure, während ſich das Kupferoxyd reducirt und mit dem übrigen geſchwefelten Metalle verbindet. Damit ſich nun eine hinreichende Menge Schwefel in der Schmelzmaſſe befinde, um die erwähnten Wirkungen hervorzubringen, wird es in ſolchen Fällen, wenn der Rohſtein ſehr ſtark abgeröſtet iſt, nothwendig, eine kleine Quantität unge-

röſteten Rohſtein in den Ofen zu bringen und dadurch eine reine Schlacke zu erhalten.

Die Schlacke, welche bei dieſem Schmelzproceß entſteht, wird durch die in der Stirnſeite des Ofens befindliche Thür eben ſo abgezogen, wie bei den Oefen zum Erzſchmelzen. Dieſe Schlacken haben ein beträchtliches ſpecifiſches Gewicht, ſie müſſen vollkommen glaſig, gut geſchmolzen und von allen metalliſchen und ſteinartigen Beimengungen frei ſeyn. Solche Beimengungen laſſen ſich zwar nicht ganz verhüten, allein ſie müſſen ſich doch in der Schlacke ſenken und auf der untern Fläche derſelben anſammeln können, weshalb die Schlacke ſich in einem vollkommen dünnflüſſigen Zuſtande befinden muß. Dieſe Schlacken ſind es, welche beim Erzſchmelzen wieder mit zugeſchlagen werden, nicht allein, um das darin befindliche Kupfer zu gewinnen, ſondern auch, um wegen ihrer großen Leichtflüſſigkeit, welche ſie dem Eiſenoxydul verdanken, woraus ſie zum größten Theil zuſammengeſetzt ſind, als Auflöſungsmittel für die Erze, beſonders für die erdartigen Beimengungen derſelben zu dienen. Zuweilen werden die Schlacken vom Rohſteinſchmelzen in beſondern Oefen mit einem kleinen Zuſatz von Kohle oder von kohlehaltigen Subſtanzen für ſich allein wieder umgeſchmolzen und dann müſſen die Schlacken, welche bei einer ſolchen Schmelzung erhalten werden, noch vollkommener verglaſt ſeyn, als die Schlacken vom Rohſteinſchmelzen. Sie haben ein kryſtalliniſches Gefüge, ſind ſtark glänzend und in der innern Schlackenmaſſe finden ſich häufig vollkommen ausgebildete Kryſtalle.

Wenn die Schlacke abgezogen iſt, wird der in dem Ofen befindliche Concentrationsſtein entweder in einen mit Waſſer angefüllten Sumpf geleitet, wie es bei dem Rohſtein der Fall war, oder er wird auf einen Sandheerd abgelaſſen, welches ſich nach der nun folgenden weitern Behandlung des Steins richtet. Im granulirten Zuſtand nennt man den Concentrationsſtein Feinmetall (fine metal); in derben Stücken führt er den Namen Blaumetall (blue metal), welche Benennung von der Farbe auf der Oberfläche hergenommen iſt. Das erſte Verfahren wendet man an, wenn der Stein noch einer fernern Röſtung unterworfen werden muß. Der Kupfergehalt des Concentrationsſteins beträgt etwa 60 Proz. Der Proceß dauert fünf bis ſechs Stunden, der Schmelzpoſten beträgt 1 Tonne.

b) Verſchmelzen der Schlacken vom vierten Proceß. — Der Zweck dieſes Proceſſes iſt die Gewinnung des in den Schlacken enthaltenen Kupfers. Zu dem Ende beſchickt man dieſelben mit Staubkohlen oder mit andern kohligen Materien. Das Kupfer und mehrere andere Metalle werden reducirt und geben eine weiße und ſpröde Legirung. Die bei dieſem Schmelzen fallenden Schlacken werden zum Theil bei dem erſten Schmelzen zugeſchlagen und zum Theil über die Halde geſtürzt. Sie ſind kryſtalliniſch und zeigen

oft in ihren Blaſenräumen Kryſtalle, welche einem Eiſenbiſilikat anzugehören ſcheinen. Sie haben Metallglanz und zerbrechen in ſehr ſcharfe Bruchſtücke. — Das weiße Metall wird nochmals geſchmolzen und dann dem Produkt vom zweiten Schmelzen zugeſetzt.

Fünfter Proceß. — Das Röſten des Concentrationsſteins. — Dieſe Arbeit wird ganz in derſelben Art wie das Röſten des Rohſteins verrichtet. Der Proceß dauert 24 Stunden, die Ladung 3 Tonnen.

Sechſter Proceß. — Das Schmelzen des geröſteten Concentrationsſteins. — Dieſer Proceß iſt von dem Schmelzen des geröſteten Rohſteins durchaus nicht verſchieden. Das Reſultat dieſer Arbeit iſt Rohkupfer, welches 70—80 Proz. reines Kupfer enthält.

Die Schlacken ſind kupferreich und werden bei dem vierten Proceß zugeſchlagen.

In der Hütte zu Hafod läßt man ſeit einiger Zeit den fünften und ſechſten Proceß weg. Der zweite Stein wird in Blöcken gegoſſen, welche Blaumetall heißen, welches zur Röſtung kommt. — Die Einrichtung des Kanals a a′ (Fig. 21), welcher einen ununterbrochenen Luftſtrom auf den Ofenheerd führt, beſchleunigt und erleichtert das Steinröſten. Man hat dadurch die Proceſſe vereinfachen können, indem weniger Röſtungen erforderlich waren.

Siebenter Proceß. — Das Röſten des zweiten Concentrationsſteins (Coarse copper). — Dieſe Hüttenarbeit iſt ein reiner Orydationsproceß. Die Oefen, in denen er vorgenommen wird, ſtimmen in ihren Abmeſſungen mit denen der eigentlichen Schmelzöfen überein, obgleich ſie den Namen Röſtöfen erhalten haben.

Die zerbrochenen Stücken von dem durch den ſechſten Proceß erhaltenen zweiten Concentrationsſtein werden in den Ofen gebracht und der Wirkung eines ſehr ſtark erhitzten Luftſtroms ausgeſetzt. Die Temperatur wird nach und nach bis zum Schmelzpunkt geſteigert, wodurch die bei dem zweiten Concentrationsſtein noch zurück gebliebenen flüchtigen Theile völlig abgeſchieden und das Eiſen oder die übrigen noch mit dem Kupfer vereinigten Metalle vollſtändig orydirt werden. Der jedesmalige Einſatz beträgt 25—30 Centner. Gegen das Ende der Arbeit muß das Metall wieder flüſſig werden und vollſtändig geſchmolzen ſeyn. Der Proceß dauert 12—24 Stunden, je nachdem der in die Arbeit gebrachte zweite Concentrationsſtein ſchon mehr oder weniger entſchwefelt war. Das abgeröſtete flüſſige Metall wird in Sandformen geleitet und überzieht ſich dabei auf der Oberfläche mit ſchwarzen Blaſen. Das Kupfer ſelbſt

führt in dieſem Zuſtande den Namen Blaſenkupfer [blistered copper]*), Rohkupfer oder Schwarzkupfer. Zerſchlägt man das Rohkupfer, ſo hat es auf der Bruchfläche ein ganz poröſes, bienenzelliges Anſehn, welches von den Gasarten herrührt, die ſich bei dem Aufkochen des Rohkupfers, wenn es im geſchmolzenen Zuſtand in die Sandformen geleitet wird, entwickeln. In dieſem Zuſtande kommt es nun zum Gaarmachen, weil es faſt gänzlich von Schwefel, von Eiſen und von andern Subſtanzen, mit denen es verbunden war, befreit iſt.

Ein anderes Verfahren, das Kupfer zum Gaarmachen vorzubereiten, welches noch auf einigen Hüttenwerken in Anwendung kommt, beſteht darin, daß man das im Zuſtande des Blaukupfers befindliche Metall wiederholt in den Röſtöfen behandelt. Dieſe Methode iſt aber nicht zu empfehlen.

Der Oxydationsproceß, er mag nun in den Calciniröfen (Proceß 1, 3, 5) oder in den eigentlichen Röſtöfen (Proceß 7) ausgeübt werden, hängt immer von dem Zutritt der atmoſphäriſchen Luft ab, die in den innern Raum der Oefen geleitet werden muß, welches in der gewöhnlichen Art durch die Flamme aus dem Feuerraume geſchieht (Fig. 21, Taf. 26). Dieſes Zuſtrömen von Luft wird aber durch die Erfindung des Hrn. Sheffield, welcher darüber ein ausſchließendes Patent erhalten hat, ungemein befördert. Er bewirkt dies ununterbrochene Zuſtrömen von friſcher atmoſphäriſcher Luft zu der abzuröſtenden Maſſe durch einen Luftkanal, den er in der Mitte der Feuerbrücke und zwar nach der Richtung der Länge deſſelben anbringt. Die beiden Enden dieſes Luftkanals ſtehen mit der äußern Luft in Verbindung und münden in den innern Arbeitsraum des Ofens vermittelſt mehrerer Oeffnungen aus, welche in der Feuerbrücke ſenkrecht auf dem Luftkanal angebracht ſind. Dieſe Einrichtung trägt ungemein viel zur Beſchleunigung des Röſtproceſſes bei; ſie befördert aber nicht allein die Oxydation der Maſſe, ſondern ſie dient auch dazu, den Kohlendampf zu entzünden und zu verzehren, die Entwicklung der Schwefeldämpfe zu befördern und dadurch, daß ſie die Feuerbrücke beſtändig kühl erhält, eine gleichförmigere Hitze in dem ganzen Ofenraum zu erzeugen.

---

*) Coarse copper iſt alſo ungeröſteter, blistered copper aber geröſteter und nach dem Röſten geſchmolzener Concentrationsſtein. Das blistered copper würde unſerm Schwarzkupfer analog ſeyn. In einigen Fällen fallen der fünfte und ſechſte Proceß ganz aus, wenn nämlich durch die Beſchaffenheit der Erze oder durch den Erfolg der Arbeiten 1—4 ein ſo reicher Concentrationsſtein gefallen iſt, daß er nicht als Coarse copper (zweiter Concentrationsſtein), ſondern ſchon als blistered copper anzuſehen iſt. Letzteres möchte daher am paſſendſten Rohkupfer genannt werden.

**Achter Proceß. Das Gaarmachen** (Refining or Toughening). — Der Gaarofen iſt eben ſo conſtruirt wie die Schmelzöfen. Er unterſcheidet ſich von dieſen blos durch die Einrichtung des Heerds. Zwar wird er ebenfalls aus Sand geſchlagen; allein er erhält eine Neigung nach der in der Stirn des Ofens befindlichen Thür und nicht nach der einen Seitenmauer, welches bei den Schmelzöfen der Fall iſt, bei denen die geſchmolzene Maſſe ſeitwärts abgeſtochen wird. Das Gaarkupfer muß ſich nämlich in einem Sumpf ſammeln, der in dem Schmelzheerd, unmittelbar vor der Stirnthür des Ofens angebracht iſt, aus welchem das flüſſige Gaarkupfer ausgekellt und in die zur Aufnahme deſſelben beſtimmten Formen gegoſſen wird. Rohkupfergößlinge vom ſiebenten Proceß werden durch eine in der Stirnmauer des Ofens befindliche große Thür in den Ofen gebracht. Zuerſt wird eine ſchwache Hitze gegeben, um den Röſtungs- oder den Oxydationsproceß völlig zu beendigen, wenn das Rohkupfer noch nicht rein genug geweſen iſt. Sobald das Kupfer niedergeſchmolzen iſt und der Ofen ſich in ſtarker Hitze befindet, wird die Thür in der Stirn des Ofens geöffnet und die Schlacke abgezogen. Der Gaarmacher nimmt nun eine Probe, die er in einen kleinen Einguß gießt und dann im Schraubſtock zerbricht. Das Anſehen des Kupfers auf der Bruchfläche, ſo wie im flüſſigen Zuſtand im Ofen und der Grad der Hitze des Ofens geben ihm die Kennzeichen ab, ob mit dem Gaarmachen des Kupfers der Anfang gemacht werden kann und ertheilen ihm zugleich ein Anhalten zur Beſtimmung der Menge von Holzkohle und von Rührſtangen, welche erforderlich ſind, um das Kupfer hämmerbar oder, wie man es nennt, zu der angemeſſenen Höhe zu bringen. In dieſem Zuſtande nennt man das Kupfer trocken (dry). Es iſt brüchig, hat eine dunkelrothe, dem Purpur nahe kommende Farbe, ein offenes, grobes Korn (open) auf der Bruchfläche und eine kryſtalliniſche Structur. Beim Gaarmachen wird die Oberfläche des geſchmolzenen Metalls im Ofen zuerſt mit Holzkohlenlöſche bedeckt. Sodann wird eine hölzerne Rührſtange, gewöhnlich von Birkenholz, in das flüſſige Metall gehalten, wodurch ein ſtarkes Aufkochen durch die Entwickelung von gasartigen Subſtanzen entſteht. Dieſe Operation heißt das **Schäumen** (Poling). Man ſetzt ſie ſo lange fort und beſtreut dabei die Oberfläche des flüſſigen Metalls von Zeit zu Zeit immer wieder mit friſchen Holzkohlen, von denen die metalliſche Oberfläche nie entblößt ſeyn darf, bis der Gaarmacher durch Proben, die er dann und wann nehmen muß, die Ueberzeugung erhält, daß der Proceß lange genug fortgeſetzt worden iſt. Das Korn muß immer feiner werden und vollkommen geſchloſſen ſeyn (closed), ſo daß die Proben zuletzt eine lichtrothe Farbe und einen ſeidenartigen Glanz auf der Bruchfläche erhalten, wenn ſie mit einem Meißel zur Hälfte eingehauen und dann in einem Schraubſtock durchgebrochen

werden. Außer dieſer Probe muß aber auch noch eine andere zur Ausmittelung der Geſchmeidigkeit oder Hämmerbarkeit des Kupfers vorgenommen werden. Zu dem Ende wird etwas von dem flüſſigen Kupfer in eine gußeiſerne Form gegoſſen und unmittelbar nach dem Erſtarren, aber noch im Zuſtande des Rothglühens, auf einem Amboß unter dem Hammer ausgeſtreckt. Verhält es ſich dabei weich und erhält es keine Kantenriſſe, ſo hat es ſeine völlige Geſchmeidigkeit erlangt, oder es hat, wie man es zu nennen pflegt, die gehörige Gaare (its proper State) erlangt. Alsdann wird zum Ausſchöpfen des Kupfers geſchritten, wozu man eiſerne, mit Thon bekleidete Schöpfkellen anwendet und das Kupfer in eiſernen Formen ausgießt, deren Abmeſſungen ſich nach den Beſtellungen richten. Gewöhnlich ſind dieſe Formen 18 Zoll lang und 12 Zoll breit.

Die ganze Dauer des Gaarmachens beträgt 24 Stunden. In den ſechs erſten Stunden wird das Metall erhitzt und erleidet eine Art Röſtung, am Ende dieſes Zeitraums ſchmilzt es. Es bleibt vier Stunden in dieſem Zuſtand, ehe es den Punkt erreicht, an welchem das eigentliche Gaarmachen beginnt. Dieſer letztere Theil des Proceſſes dauert ungefähr vier Stunden. Endlich ſind ſechs Stunden zum Einſetzen und Ausgießen des Metalls und zum Abkühlen des Ofens erforderlich. — Die Menge des einzuſetzenden Kupfers hängt von der Größe des Ofens ab. Zu Hafod, einer der größten Hütten jener Gegend, beträgt der Einſatz 3—5 Tonnen und man macht wöchentlich 40—50 Tonnen gaar. — Zu einem Theil Gaarkupfer ſind 15—18 Theile Steinkohlen erforderlich.

Das Gaarmachen iſt ein ſehr ſchwieriger Proceß, welcher große Vorſicht und Aufmerkſamkeit von Seiten des Gaarmachers erfordert, um dem Kupfer den gehörigen Grad der Gaare zu ertheilen. So lange das Kupfer flüſſig iſt, muß es mit Kohle bedeckt gehalten werden, weil es ſonſt, ſelbſt noch bei dem Erkalten in den Formen, wieder in der Gaare zurückgeht. Es bleibt dann nichts übrig, als den Proceß des Schäumens von Neuem vorzunehmen. Dabei hat man ſich jedoch ſehr zu hüten, daß das Kupfer bei dieſer Wiederholung der Arbeit nicht noch brüchiger wird, als es im Zuſtande der Trockenheit, d. h. der noch nicht erlangten gehörigen Gaare war. Tritt dieſer Umſtand der ſogenannten Uebergaare ein, ſo bekommt das Kupfer eine helbgelblich rothe Farbe und eine faſrige Structur. Iſt die Gaare zu weit getrieben, ſo muß die Holzkohle von der Oberfläche des Metalls ſogleich abgezogen, die Einſatzthür an der Seite des Ofens geöffnet und das flüſſige Kupfer der Einwirkung des Luftſtroms ausgeſetzt werden, um es wieder zur richtigen Höhe zurück zu bringen, d. h. demſelben die Hämmerbarkeit zu ertheilen.

Darf man aus dieſen Erſcheinungen wohl ſchließen, daß das Kupfer im Zuſtande der Trockenheit, oder der noch nicht erlangten gehörigen Gaare, noch einen geringen Antheil Sauerſtoff enthält?

Oder befindet ſich etwas Kupferoxyd durch die ganze Maſſe des metalliſchen Kupfers verbreitet und mit demſelben vereinigt? Wird bei dem Proceß des Schäumens dieſer Antheil Sauerſtoff, welcher dem Kupfer die Dehnbarkeit nimmt, abgeſchieden? Iſt ferner das übergaare Kupfer eine Verbindung von Kupfer mit einer kleinen Quantität Kohle? Hat die Kohle die Eigenſchaft, das Kupfer ſpröde zu machen, ſo wie es bei der Verbindung mit Eiſen der Fall iſt? Iſt der Zuſtand der Hammergaare des Kupfers ein gewiſſer Mittelzuſtand, in welchem es weder Kohle noch Sauerſtoff enthält? Oder wirkt der Proceß des Schäumens blos mechaniſch, indem das Metall dadurch feinkörniger gemacht, folglich auf mechaniſche Weiſe die Textur und das Gefüge deſſelben verändert werden? *)

Sehr merkwürdig iſt die Erfahrung, daß ſich das übergaare Kupfer nur langſam auf der Oberfläche oxydirt. Dieſe Erſcheinung ſcheint die Vermuthung zu beſtätigen, daß das Kupfer in dieſem Zuſtande mit Kohle, nämlich mit einem Körper verbunden iſt, welcher wegen ſeiner nähern Verwandtſchaft mit dem Sauerſtoff das Metall gegen die Einwirkung der Luft ſchützt und die Verkalkung erſchwert. Die Oberfläche des geſchmolzenen übergaaren Kupfers iſt auch ungleich glänzender als gewöhnlich und es ſpiegeln ſich darauf ſehr deutlich alle Ziegel des Gewölbes, wenn es flüſſig im Ofen ſteht und ganz frei von einer Beimengung von Oxyd iſt.

Wenn das Kupfer nur ſehr ſchwer gaar werden will, ſo wendet man wohl einen Zuſatz von ein Paar Pfunden Blei an. Das Blei dient als Reinigungsmittel, denn indem es ſich ſelbſt oxydirt, befördert es zugleich die Oxydation des Eiſens und der andern, mit dem Kupfer etwa verbundenen Metalle. Ganz unrichtig iſt aber die Annahme, daß es dadurch wirke, daß es ſich mit dem Kupfer verbindet und auf ſolche Art deſſen Geſchmeidigkeit vermehrt. Der geringſte Bleigehalt des Kupfers bewirkt, daß ſich bei der Verarbeitung deſſelben zu Blechen u. ſ. f. das Kupferoxyd oder der Glühſpan nur ſehr ſchwer von der Oberfläche des Metalls trennt, oder daß ſich die Oberfläche nicht gut vom Oxyd reinigt, ſo daß die Flächen immer ein ſchlechtes Anſehen behalten. Man müßte das Blei unmittelbar dann in den Ofen bringen, wenn man die Thür in der Stirn des Ofens zum Abziehen der Schlacke öffnet, auch müßte das Kupfer alsdann ſtark umgerührt und der Wirkung des Luftſtroms ausgeſetzt werden, um die vollſtändige Oxydation des Bleies zu bewirken.

*) Aus der beſondern Wirkung, welche das noch nicht zur Gaare gebrachte Kupfer auf die eiſernen Werkzeuge ausübt, welche davon eben ſolchen Glanz wie in einer Schmiedeeſſe erhalten und ungleich ſtärker von ſolchem Kupfer als von dem hammergaaren Kupfer angegriffen werden, ſollte man auch wohl auf einen Sauerſtoffgehalt des ungaaren Kupfers ſchließen können.

**Verſchiedene Geſtalten, unter denen das Kupfer in den Handel gelangt.** — Kupfer, welches zum Meſſingmachen angewendet werden ſoll, muß granulirt werden, um eine möglichſt große Oberfläche zu erhalten und die Verbindung mit Zink dadurch zu befördern. Das Granuliren verrichtet man auf die Weiſe, daß man das mit einer Schöpfkelle aus dem Ofen genommene flüſſige Metall in einen geräumigen Kaſten gießt, deſſen Boden mit Oeffnungen verſehen iſt und welcher in einer Waſſercyſterne ſchwebend erhalten wird. Man bedient ſich entweder des kalten oder des warmen Waſſers zum Granuliren, je nachdem man dieſe oder jene Geſtalt der Granalien haben will. Wendet man heißes Waſſer an, ſo bekommen die Granalien eine runde Geſtalt und heißen bean shot. Durch einen ununterbrochenen Strom von kaltem Waſſer erhalten die Granalien ein zackiges Anſehen und werden dann feathered shot genannt. In dieſem letztern Zuſtande wendet man ſie an, wenn man Meſſingdraht machen will.

Alles Kupfer, welches nach Oſtindien ausgeführt wird, muß in kleinen Zainen von 6 Zoll Länge, von denen jeder etwa 8 Unzen wiegt, gegoſſen werden. Es führt dann den Namen **Japaniſches Kupfer**. Sobald es in der Form erſtarrt iſt, wird es ſogleich in einer mit kaltem Waſſer angefüllten Cyſterne abgelöſcht, wobei vielleicht eine leichte Verkalkung auf der Oberfläche eintritt, denn die Barren erhalten dadurch eine ſchöne rothe Farbe.

Zu Hafod werden in einem jedesmaligen Gaarmachen 3—5 Tonnen Rohkupfer genommen. Wöchentlich macht man auf den Hütten daſelbſt 40—50 Tonnen Kupfer gaar. In den zwölf Monaten, vom 30. Juni 1821 bis dahin 1822 ſind auf dem genannten Werke 24,400 Tonnen Erze verarbeitet worden, welche 2144 Tonnen Gaarkupfer gegeben haben.

Zu den Hüttenwerken zu Hafod gehört noch eine unmittelbar in der Nähe dieſes Werks liegende **Walzwerksanlage**. Die Walzen werden durch eine 40zöllige Dampfmaſchine in Bewegung geſetzt und dieſe Maſchine treibt vier Walzwerke. Die Kupferbarren werden hier zu Blechen, ſowohl für den innern Verbrauch als zur Ausfuhr verarbeitet. Die bei dieſer Arbeit fallenden Abgänge, nämlich die Blechabſchnitte und der Glühſpan (pickle dust), werden an die Hütte zurück geliefert und in den Gaaröfen wieder eingeſchmolzen.

Noch liegen einige andere Walzwerke etwa zwei (engliſche) Meilen ſtromaufwärts von der Hüttenanlage, welche durch Waſſerräder in Betrieb geſetzt werden, ferner zwei Hämmer und eine Nagelfabrik. Dieſe Anlagen zuſammen enthalten 84 Oefen. Die Arbeiten gehen Tag und Nacht ununterbrochen fort, weshalb auch eine Erleuchtung durch Gaslicht Statt findet. Wahrſcheinlich werden

1400—1500 Tonnen Steinkohlen verbraucht und gegen 1000 Arbeiter beſchäftigt, wobei mit den Familien etwa 3000 Menſchen Unterhalt finden. An dem Hafen zu Swanſea werden jährlich 400 bis 500 Pfund Abgaben entrichtet und in der Umgegend wöchentlich etwa 1000 Pfund in Umlauf geſetzt. Das Aufblühen der Stadt Swanſea, ſo wie die Wohlhabenheit der ganzen Umgegend, ſind blos eine Folge des Betriebs der Kupferhütten. Bei der erſten Anlage der Werke war Swanſea ein höchſt unbedeutendes Dorf. Im Jahr 1802 zählte das Städtchen 6099 Einwohner, im Jahr 1821 waren 10,255 vorhanden.

Einige Bemerkungen über das Auswalzen des Kupfers zu Blechen. — Wie überall, ſo müſſen auch hier auf den Kupferſtreckhütten die Kupferbarren mehrere Mal ausgeglüht werden, ehe ſie vollſtändig zu Blechen ausgeſtreckt werden können, weil das Kupfer durch den Druck zu ſpröde wird, um durch ein nur einmaliges Ausglühen vollſtändig zu Blechen ausgewalzt werden zu können. Dies ſucceſſive Ausglühen geſchieht in Glühöfen. Wenn aber ſehr große Bleche gemacht werden ſollen, ſo müſſen die Oefen eine etwas abgeänderte Einrichtung erhalten. Dieſe Oefen ſind 12—15 Fuß lang und 5 Fuß breit, indeß beträgt die Breite des eigentlichen Glühheerds im Lichten nur 3 Fuß. Der Feuerungsraum befindet ſich nicht auf der einen kurzen Seite des Ofens, ſondern es iſt auf jeder von den beiden langen Seiten des Ofens eine Schüröffnung angebracht, welche nur 1 Fuß weit iſt. Die Feuerungsräume ſind von dem Glühheerd durch eine 2—3 Zoll hohe Brücke getrennt. Das Gewölbe iſt nur ſehr flach und es befinden ſich darin mehrere Oeffnungen, aus welchen der Rauch in eine über dem Ofen aufgerichtete Schlotte geführt wird. Um die Circulation der Hitze zwiſchen den Blechen zu befördern, werden dieſe nicht unmittelbar auf den Glühheerd, ſondern auf zwei eiſerne Balken gelegt, die parallel mit den kurzen Seiten des Ofens auf dem Heerde liegen. Die verſchiedenen Blechſchichten werden durch Abſchnittſel von einander getrennt.

Durch das wiederholte Ausglühen und Walzen bedecken ſich die Kupferbleche mit einer Oxydhaut, welche die natürliche Kupferfarbe verbirgt und der Beſchaffenheit der Bleche zum Nachtheil gereicht. Um dieſe Oxydhaut wegzubringen, läßt man die Bleche einige Tage in einer mit Urin angefüllten Grube liegen und bringt ſie dann in ſchwache Hitze auf den Heerd des Glühofens. Dadurch bildet ſich Ammoniak, welches auf das Oxyd wirkt und die metalliſche Kupferfläche zum Vorſchein bringt. Man ſcheuert nun die Bleche mit einem Reibholz und wirft ſie, während ſie noch warm ſind, ins Waſſer, damit ſich das Oxyd abſpült. Zuletzt läßt man die Bleche noch einmal kalt durch die Walzen gehen, um ſie zu richten, worauf ſie erſt nach den Dimenſionen, welche ſie erhalten ſollen, be-

ſchnitten werden. — Das Oxyd, welches bei dieſer Operation abgerieben wird, oder im Waſſerſumpf abfällt u. ſ. ſ., kommt wieder zum Schmelzen.

Wir wenden uns nun noch zu der Betrachtung einiger von den obigen mehr oder weniger abweichenden Kupferhüttenproceſſen.

In den Umgebungen von Swanſea und Neath in Wales wendet man ähnliche Oefen, wie die oben beſchriebenen, an, allein die Proceſſe ſind von den obigen etwas verſchieden.

In dieſen Hütten wird der von dem Verſchmelzen der geröſteten Erze erfolgende Stein auf die Hüttenſohle gegoſſen. Man verſchmilzt ihn in einem Ofen, welcher dem zum Erzſchmelzen angewendeten ähnlich iſt; man zieht die Schlacken ab und gießt den Stein in Waſſer, wo man ihn in Granalien verwandelt. — Dieſer zweite Stein wird geröſtet und dann verſchmolzen, wobei Schlakken und ein Concentrationsſtein erfolgen, den man in flache viereckige Kuchen gießt. Er wird darauf in einen Schmelzofen gebracht, wo er zuerſt eine Röſtung erleidet und dann von Neuem geſchmolzen wird. Es erfolgt bei dieſem Proceß ein Schwarzkupfer, welches ebenfalls in flache Kuchen gegoſſen wird. — Der letzte Proceß iſt das Gaarmachen, welches in einem Ofen bewerkſtelligt wird, der dem zum Verſchmelzen des Steins angewendeten ähnlich iſt und wahrſcheinlich eine zweite Röſtung umfaßt, da er 24 Stunden dauert.

In mehreren Hütten von Südwales iſt der Kupferhüttenbetrieb etwas abweichend von dem oben beſchriebenen, ſo daß wir ihn etwas näher betrachten wollen.

Die angewendeten Oefen ſind viererlei Art, nämlich:

1) Der Ofen zum Erzröſten (calcining furnace oder ore calciner);

2) der Ofen zum Steinröſten calcining f. oder metal calciner);

3) der Schmelzofen für Erz und Stein (melting furnace);

4) der Ofen zum Steinröſten und zum Gaarmachen (refining furnace);

Wir wollen dieſe Oefen beſchreiben:

1) Die Oefen zum Erzröſten (Fig. 22, 23 und 24, Taf. 26) ſind Flammöfen, deren ſehr niedriges Gewölbe ſich von der Feuerbrücke nach der Eſſe zu ſenkt; über der Mitte des Heerds iſt es 20 engl. Zoll hoch. — Die Geſtalt des Heerds iſt faſt ſechseckig; er ruht auf einem Gewölbe und hat vier Oeffnungen, um die geröſteten Schlieche aus dem Ofen in das Gewölbe zu ziehen.

Der Feuerraum iſt 5½ Fuß lang und 3 Fuß breit; eine 1½ F. breite Feuerbrücke trennt ihn von dem Heerde. — Die Thür P dient zum Feuern. Dem Roſt gegenüber iſt eine 2¼ Fuß lange Oeffnung Q vorhanden, durch welche Flamme und Rauch in einen

vierecigen ſchieflaufenden Fuchs R und von da in die Eſſe dringen, welche an der einen Ecke des Ofens liegt. — Vier Thüren, von denen je zwei einander gegenüber liegen, dienen zum Laden des Ofens und zum Arbeiten in demſelben; ſie ſind im Innern des Ofens 20 Zoll und äußerlich 30 Zoll breit. — Das ganze Innere des Ofens beſteht aus feuerfeſten Ziegelſteinen; die des Heerds ſind auf die hohe Kante geſtellt. Das Aeußere beſteht ebenfalls aus Ziegelſteinen und iſt mit einer eiſernen Verankerung befeſtigt.

2) Der Ofen zum Abröſten des Steins (Fig. 25) iſt wie der Erzröſtofen eingerichtet; jedoch haben Heerd und Thüren geringere Dimenſionen.

3) Der Feuerraum des Schmelzofens (Fig. 18 und 19, Tafel 26) iſt nur 5 Fuß lang und 3 Fuß breit; die Fuchsöffnung iſt nur 2 Fuß weit und die Arbeitsthüren ſind im Innern nur 18 Z. breit. Der Heerd hat eine elliptiſche Form; er beſteht aus Quarzſand vom Meeresufer, iſt etwas hohl und hat eine geringe Neigung nach der Stichöffnung. Der Ofen hat vier Thüren: die eine zum Feuern, eine andere an einer der langen Seiten, welche zum Eintragen der Erze oder des Steins ſtatt des auf der Fig. 18 angegebenen Trichters dient. Eine dritte liegt dem Roſt gegenüber und durch dieſelbe rührt der Schmelzer das Metall um und zieht die Schlacken ab. Die vierte Thür, etwas kleiner als die übrigen, liegt der Einſetzthür gegenüber, jedoch nicht am Ende der kleinen Axe. In der Nähe derſelben iſt eine Abſtichöffnung (taper) vorhanden, durch welche die geſchmolzene Materie in einen gußeiſernen Kanal fällt, der ſie in eine mit Waſſer angefüllte Grube führt (the metal is taped into water).

4) Der Gaarofen hat nur geringe Unterſchiede mit dem vorhergehenden. Er hat nur drei Thüren, die eine zum Feuern, eine andere an der Seite zum Eintragen des Schwarzkupfers und eine dritte auf der Seite der Eſſe, durch welche der Schmelzer in dem Ofen arbeiten und das gaargemachte Metall ausſchöpfen kann. Der Heerd hat keine Oeffnung, iſt aber etwas concav und nach der Arbeitsthür zu geneigt, um den Arbeitern zu geſtatten, das Kupfer am Ende des Proceſſes auszuſchöpfen.

Das Gewölbe iſt höher als bei den Schmelzöfen und liegt 3 Fuß über der Mitte des Heerds, damit ſich das Kupfer nicht in Folge der Einwirkung eines zu ſtarken Luftſtroms oxydiren kann.

Die verſchiedenen Hüttenproceſſe haben folgende Reihenfolge:

1) Das Erzröſten (calcining of the ore);

2) das Verſchmelzen des geröſteten Erzes (melting of the ore);

3) das Röſten des Steins (calcining of the coarse metal);

4) das Verſchmelzen des Steins (melting of the coarse metal);

5) das Röſten des Concentrationsſteins (calcining of the best metal);

6) das Verſchmelzen des geröſteten Concentrationsſteins (melting of the best metal);

7) das Röſten und Gaarmachen des Schwarzkupfers (roasting and refining).

Der Betrieb bei dieſen verſchiedenen Proceſſen iſt genau derſelbe, als der weiter oben beſchriebene, nur ſetzt man vier Tonnen ſtatt 3—3½ Tonnen ein. — Der Brennmaterialienverbrauch beträgt bei den beiden erſten Proceſſen ½ Tonne Steinkohlen auf eine Tonne der einzuſetzenden Materien; bei den folgenden Proceſſen weniger.

Kupferhüttenbetrieb, bei welchem ein viermaliges Steinröſten Statt findet. — Wir bemerkten ſchon weiter oben bei der Beſchreibung des Steinröſtens, daß eine Methode in Anwendung komme, mittelſt welcher das Kupfer durch vier Röſtungen den nöthigen Grad der Gaare erlange. Man betreibt auf dieſe Weiſe die Hütte Middle-bank Copper-works. Da die Röſtung auch einige Abweichungen in der Einrichtung der Oefen zeigt, ſo wollen wir hier kurz alle Proceſſe beſchreiben.

Die Erzröſtung wird in Oefen mit drei über einander liegenden Heerden betrieben, deren einer in Fig. 20, Taf. 26 abgebildet iſt. Das in den Trichter geſchüttete Erz fällt auf die oberſte Heerdſohle a. Ein Arbeiter vertheilt es dort gleichartig und nachdem es 6 Stunden geglüht worden iſt, läßt man es auf den zweiten Heerd b hinabfallen. Es iſt alsdann getrocknet und hat den Anfang der Röſtung erlangt. Auf dieſer zweiten Sohle wird die Röſtung vollendet. Dieſer zweite Theil des Proceſſes dauert ebenfalls 6 Stunden, welcher Zeitraum zum Schmelzen eines Poſtens erforderlich iſt. Iſt nun das Erz auf dieſe Weiſe gehörig abgeröſtet, ſo läßt man es auf den unterſten oder Schmelzheerd a fallen.

In den Oefen dieſer Art iſt die Temperatur immer höher als in den gewöhnlichen Röſtöfen, weshalb die Arbeiter ſehr aufmerkſam ſeyn und dahin ſehen müſſen, daß die Schlieche nicht zuſammenbacken.

Der Schmelzproceß wird auf dieſelbe Weiſe geleitet, wie weiter oben bei dem vierten Proceß (Schmelzen des geröſteten Rohſteins) beſchrieben worden iſt. Man ſchlägt dabei Schlacken vom zweiten Schmelzen, Flußſpath, Kalk und Sand zu, je nachdem es die Beſchaffenheit der Beſchickung erfordert. Als Product fällt ein 30—33 Proz. reines Kupfer enthaltender Stein und eine ſchwarzporphyrartige Schlacke. Die Theile, welche Metallkörner enthalten, werden durchgeſchmolzen, der Stein wird im Waſſer granulirt. Der Proceß dauert 6 Stunden. Man ſetzt auf jede Sohle eine Tonne, ſo daß in dieſem Ofen ſtets zwei Tonnen Erz geröſtet und eine Tonne geröſtetes Erz verſchmolzen werden.

Das Röſten des Steins geſchieht in einem Ofen mit zwei über einander liegenden Heerden, von welchem wir ſchon weiter oben redeten. Der granulirte Stein wird zuerſt auf dem obern Heerd geröſtet und dann wird der Proceß auf dem untern Heerd vollendet. Man läßt den Stein 24 Stunden auf jeder Sohle und ſetzt jedesmal auf jede drei Tonnen auf.

Der vierte Proceß iſt eine dem weiter oben beſchriebenen vierten analoge Schmelzung. Man ſchlägt dabei Schlacken von den folgenden Operationen zu. Der Schmelzpoſten beſteht aus 1½ Tonnen und das Schmelzen dauert 6 Stunden. Der dabei fallende Concentrationsſtein enthält 60 Proz. Kupfer und wird in Blöcken (pigs) ausgegoſſen, ſtatt granulirt zu werden; man nennt das Product Blaumetall.

Dieſer Stein wird nun vier auf einander folgenden Röſtungen unterworfen, welche die Proceſſe 5, 6, 7 und 8 dieſer Methode bilden. Die Dauer jener Röſtung mit Einſchluß der zum Erkalten und Laden des Ofens erforderlichen Zeit beträgt 24 Stunden. Der Stein wird während eines Theils von dem Proceß rothglühend erhalten, ohne daß er ſchmilzt, worauf man die Temperatur erhöht und eine vollkommene Schmelzung erlangt. Man rührt die Maſſe alsdann mit hölzernen Stangen um, damit ihre Orydation vermieden wird. Nach dieſem Umrühren werden die Schlacken durch die Thür an der Vorderſeite abgezogen und es wird der geröſtete Stein in Blöcke gegoſſen. — Die Röſtpoſten betragen 2½—3 Tonnen; man ſetzt bei den erſten Proceſſen weniger ein, als bei den letzten.

Die auf einander folgenden Röſtungen geben ein immer reineres Schwarzkupfer. Das bei der erſten fallende enthält 70 Proz. reines Kupfer, das von der zweiten 75—80 Proz. Es iſt zellig und blaſig und gleicht ganz dem Produkt der Röſtung, da wo das Schwarzkupfer nur einmal geröſtet wird. Die bei den Proceſſen fallende Schlacke iſt eine Art Stein und enthält ſehr viel Kupferoryd und die meiſten fremden Metalle.

Die dritte Röſtung gibt ein Schwarzkupfer von 85 und die vierte eins von 90 Proz. Kupfer. Die Rückſtände von beiden Proceſſen beſtehen faſt gänzlich aus metalliſchem Kupfer. Das letztere Schwarzkupfer wird auf die oben beſchriebene Weiſe gaar gemacht.

Der Steinkohlenverbrauch ſoll in dieſer Hütte 20 Theile auf ein Theil Kupfer betragen.

In der Hütte Upper-bank Copper-works, welche in der Nähe von der obigen liegt und demſelben Beſitzer gehört, wendet man nur eine Steinröſtung an, jedoch erfolgt bei der wiederholten Röſtung, welche natürlich mehr Zeit und Koſten erfordert, ein weit beſſeres Kupfer.

### IV. Ueber die Verſuche, welche man angeſtellt hat, um die beim Zugutemachen der Kupfererze ſich entwickelnden Dämpfe zu verdichten.

So ſehr der lebhafte Hüttenbetrieb den Wohlſtand und die Geldcirculation in Südwales befördert, ſo ſehr haben auch die Gegenden der Küſte von Glamorgan die Nachtheile zu empfinden, welche durch den Hüttenrauch veranlaßt werden. Dieſe Gegenden ſind ſtets in einen weißen Rauch eingehüllt, den man ſchon mehrere Meilen weit aufſteigen ſieht und deſſen ätzende Wirkungen die Vegetation in einen Umkreiſe von mehreren hundert Toiſen um jedes Hüttenwerk unterdrücken und ſie in einer noch weit größern Entfernung ſehr zurückhalten. Die Dämpfe ſind dabei ſehr unangenehm und wahrſcheinlich auch den Thieren nachtheilig.

Dieſer Hüttenrauch beſteht theils aus den Gasarten, welche ſich beim Verbrennen der Steinkohlen entwickeln, theils aus gasartigen Stoffen, welche aus den Kupfererzen ſelbſt aufſteigen und welche man dort Kupferrauch (kopper smoke) zu nennen pflegt. Vom Steinkohlenrauch iſt es bekannt, daß er, in der Atmoſphäre verbreitet, keine nachtheiligen Wirkungen hervorbringt. Aber ſo verhält es ſich nicht mit dem Kupferrauch, welcher aus ſehr verſchiedenartigen Stoffen zuſammengeſetzt iſt, nämlich:

1) Schweflichter Säure,
2) Schwefelſäure,
3) Arſenik,
4) Arſenigter Säure,
5) flußſauren Dämpfen,
6) aus mechaniſch mit fortgeriſſenen feſten Subſtanzen.

Vorzüglich iſt es die Schwefelſäure, welche die weißen Dämpfe hervorbringt, die den Kupferrauch ſo ſchädlich machen. Der reguliniſche Arſenik ſowohl als der im Zuſtande der arſenigten Säure befindliche entwickeln ſich als Dämpfe und durch den dem Erz beigemengten Flußſpath werden wahrſcheinlich Fluorinſiliciumſäure und Fluorinſäure im gasförmigen Zuſtand entwickelt. Die mechaniſch mit fortgeriſſenen Subſtanzen ſind feine Erztheilchen, bei denen ſich auch etwas reguliniſches Kupfer befinden kann. Unterſuchungen haben indeß gezeigt, daß dieſes nur in höchſt geringer Menge dabei befindlich iſt.

Die nachtheiligen Wirkungen und das Unangenehme des Rauchs haben zu häufigen Klagen-Anlaß gegeben und die Hüttenbeſitzer genöthigt, Mittel zur Verdichtung der Dämpfe aufzuſuchen. Schon im Jahr 1810 machte Herr J. H. Vivian darüber die erſten Verſuche. Die Vorrichtung, deren er ſich damals bediente, beſtand blos aus langen horizontalen Kanälen, die zickzackförmig angelegt waren und durch welche die Dämpfe abziehen ſollten. Er überzeugte ſich

aber bald, daß ſich der Zweck durch Anwendung von blos mechaniſchen Mitteln nicht erreichen laſſe, obgleich der Rauch beim Hindurchſtrömen durch dieſe Kanäle mancherlei Hinderniſſe fand, ſo daß ſich in den Röhren wirklich einiger Niederſchlag abſetzte. Im Jahr 1821 verſuchte Herr Vivian, die Dämpfe vermittelſt des Waſſers zu verdichten. Er ließ zu dieſem Zweck einen Kanal quer durch das Hüttengebäude führen, welcher noch 300 Fuß außerhalb der Hüttenfrontenwand verlängert und auf deſſen äußerſtem Ende eine 100 Fuß hohe Eſſe geſtellt ward. Zwiſchen dem Hüttengebäude und der Eſſe ward die Kanalführung durch eine große Kammer unterbrochen, um den Zug des Rauchs einige Augenblicke aufzuhalten und dadurch einen Niederſchlag der in dem Rauch mechaniſch befindlichen Subſtanzen zu bewirken. Dieſe Kammer war durch ſenkrechte Wände, welche abwechſelnd zwiſchen dem Boden und zwiſchen der Decke der Kammer einen Zwiſchenraum ließen, in mehrere Abtheilungen getheilt, ſo daß der Rauch durch dieſe Abtheilungen, bald ſteigend, bald fallend, hindurchgehen mußte und dadurch um ſo vollſtändiger in unmittelbare Berührung mit dem Waſſer gebracht werden konnte, welches auf mehreren Punkten in die Kammer einſtrömen ſollte. Dem Kanal ward von den Oefen bis zur Einmündung in die Kammer ein ganz unmerkliches Anſteigen gegeben und von dort bis zur Einmündung in die Eſſe erhielt er wieder ein ſchwaches Abfallen, damit das Waſſer, welches ſowohl in die Kammer als auch in dieſe zweite Abtheilung des Kanals geleitet ward, nach derſelben Richtung wie der Rauch ſeinen Abfluß haben und dadurch den Abzug des Dampfs eher befördern als erſchweren möge. Nachdem Herr Vivian mehrere Abänderungen in der Art und Weiſe der Zuführung des Waſſers gemacht hatte, blieb er zuletzt bei derjenigen Vorrichtung ſtehen, welche man gewöhnlich bei den Gießbädern anwendet; er ließ nämlich das Waſſer von oben in die Kammer und in den abſchüſſig geführten Theil des Kanals fallen, indem er ſich eines kupfernen durchlöcherten Baſſins oder Behälters bediente, aus welchem das Waſſer tropfenweis wie Regen hinabfiel. Dieſe Vorkehrung gewährt ein ſehr günſtiges Reſultat. Es ſetzte ſich ſowohl an den Wänden des Kanals als auch auf dem Grunde der Eſſe ein ſehr bedeutender Niederſchlag ab und das Waſſer hatte ſehr viele in dem Rauch befindliche Subſtanzen verdichtet, ſo daß ſich die Menge des Rauchs bedeutend vermindert hatte. Beim Austritt aus der hohen Eſſe zeigte er bei weitem nicht mehr in einem ſo hohen Grad die nachtheiligen Eigenſchaften, welche er bei dem Eintritt in die Regenkammer gehabt hatte.

Ermuntert durch dieſen günſtigen Erfolg, legte Hr. Vivian noch mehrere Kammern an und gab den Kanälen eine weit größere Ausdehnung, indem er alle Röſtöfen des Hüttenwerks mit dieſer

Kanalführung in Verbindung ſetzte. Nach der getroffenen Anordnung mußte der Rauch, ehe er bis zur Eſſe kam, nach und nach durch vier Regenkammern N (Taf. 27, Fig. 1—3) hindurch gehen und darin zuſammen nicht weniger als 480 Fuß ſteigen und fallen. Nun ſollten auf ähnliche Weiſe auch die Dämpfe aus den Schmelzöfen verdichtet werden, weshalb man ſie ebenfalls mit der hohen Eſſe in Verbindung ſetzte. Frühere Erfahrungen hatten indeß gezeigt, daß die Schmelzöfen nicht hinreichend in Hitze gebracht werden konnten, wenn man ſie mit der Kanalführung, welche für die Röſtöfen beſtimmt war, in Verbindung ſetzte, weshalb man für die Schmelzöfen eine beſondere Kanalführung einrichten und dieſelbe unmittelbar mit der hohen Eſſe in Verbindung ſetzen mußte.

Als dieſes Syſtem der Rauchführung einige Monate lang befolgt worden war, zeigte ſich, daß mehrere Abtheilungen in den Regenkammern, die nur einen halben Ziegel ſtark gemacht worden waren, zuſammen fielen, indem die Säure ſowohl auf den Mörtel, als auf die Ziegel ſelbſt eingewirkt hatte, ſo daß eine Hauptreparatur erforderlich ward.

Bei dieſer neuen Einrichtung ward die Anzahl der Abtheilungen in einigen Kammern vermindert und die Dispoſition getroffen, daß der Rauch nicht, wie vorher, von unten nach oben ſteigen und dann wieder fallen mußte, ſondern die ſenkrechten Scheidewände in den Kammern wurden ſolchergeſtalt aufgeſtellt, daß der Rauch in horizontaler Richtung ſich aus der einen Abtheilung in die andere begeben, folglich nicht der Richtung der einfallenden Waſſertropfen entgegen aufſteigen durfte, wodurch der Luftzug zu ſehr geſchwächt worden war. Die Taf. 27 zeigt einen Theil dieſer Vorrichtung, ſo wie ſie zuletzt in Anwendung gebracht worden iſt. Es hatte ſich ferner ergeben, daß die durchlöcherten kupfernen Baſſins, welche über den verſchiedenen Abtheilungen der Regenkammern angebracht worden waren, durch die Einwirkung des Rauchs ſehr gelitten hatten und daß der Rauch aus den Fugen neben den Baſſins entwich. Um dieſem Hinderniß zu begegnen, wurden nicht die einzelnen Abtheilungen einer Kammer, ſondern es ward die ganze Kammer mit einem einzigen kupfernen Reſervoir bedeckt, deſſen Bodenfläche, correſpondirend mit den Abtheilungen, durch welche der Rauch ſeinen Abzug nahm, mit Löchern verſehen wurde. Dieſe Einrichtung half allen Unvollkommenheiten der frühern ab. Die Kupferplatten, aus denen die Baſſins zuſammengeſetzt ſind, haben eine ſolche Dicke, daß der engliſche Quadratfuß drei engliſche Pfund wiegt. Die Löcher ſind in diagonaler Richtung, etwa 1 Zoll von einander entfernt, angebracht. Auf 1 Quadratfuß Fläche kommen 250 Löcher, die etwa $\frac{1}{18}$ Zoll im Durchmeſſer haben. Man ſuchte ſie ſo klein als möglich zu machen, um dem niederfallenden Waſſer mehr Oberfläche darzubieten; allein durch die kleinen Oeffnungen wollte das Waſſer nicht leicht

hindurch gehen. Die Kupferbleche müſſen in der Art aufgelegt werden, daß der Bart von den Löchern nach unten gekehrt iſt, weil dadurch die Tropfenbildung ſehr befördert wird. Die Richtung der Löcher gegen den Horizontaldurchſchnitt der Abtheilungen der Kammern iſt von der Art, daß der Rauch, welcher der Wirkung der Tropfen nach einer Linie entgeht, von den Tropfen der andern Linie berührt wird.

Der Zug der Schmelzöfen zeigte ſich bedeutend viel ſchwächer, ſeitdem man die Oefen mit der hohen Eſſe in Verbindung geſetzt hatte und man mußte ihnen daher eine beſondere Eſſe zutheilen. Weil der Rauch von den Schmelzöfen zum größten Theil nur aus den gasartigen Produkten vom Verbrennen der Steinkohlen beſteht, ſo zeigte ſich dabei keine Schwierigkeit. Aber auch für die Röſtöfen gewährte die hohe Eſſe zu wenig Zug und um dieſen zu verſtärken, legte man an die Eſſe einen Schmelzofen **M**, wie die Figg. 1 u. 2 der Taf. 27 zeigen. Dieſe Einrichtung gewährte den Schmelzöfen einen ſo ſtarken Zug, als man nur wünſchen konnte und die einzige Mehrausgabe bei dieſer Dispoſition beſtand blos darin, daß zu dem an der hohen Eſſe liegenden Schmelzofen das Brennmaterial beſonders hingebracht und die Schlacken beſonders weggeſchafft werden mußten.

Der Erfolg dieſer Maasregeln war im höchſten Grade genügend. Die Verſuche der HHrn. R. **Philips** und **Faraday**, welche den Hrn. **Vivian** unterſtützten, ergaben, daß ſich der Arſenik in den Regenkammern abſetzte, wo man ihn in großer Menge im Waſſer vertheilt fand. Die arſenigte Säure hatte ſich zum Theil niedergeſchlagen, zum Theil im Waſſer aufgelöſt und wenn ſich bei einer hohen Temperatur zufällig etwas Arſenikſäure gebildet hatte, ſo war auch dieſe wegen ihrer größern Auflöslichkeit ſogleich vom Waſſer aufgenommen worden. Die große Wirkſamkeit des Waſſers beim Verdichten der Arſenikdämpfe bewies ſich dadurch, daß der Rauch, welcher die Regenkammer paſſirt hatte, kaum eine Spur von Arſenik mehr enthielt.

Schwefelſäure und Arſenikſäure wurden ebenfalls vollſtändig durch das Waſſer abſorbirt. Auch die ſchwefligte Säure ward zum großen Theil durch das Waſſer verdichtet; weil ſich dieſe Säure aber weniger leicht wie die Schwefelſäure und die Flußſäure mit Waſſer verbindet, ſo blieb ein Theil noch im gasförmigen Zuſtande.

Die Flußſäure, deren Vorhandenſeyn man aus der Wirkung des Rauchs auf Glas vermuthet hatte, zeigte ſich in dem Waſſer der erſten Verdichtungskammer. In dem Rauche zur zweiten und zu den folgenden Kammern ward dieſe Säure nicht weiter gefunden.

Die Subſtanzen, welche der Rauch mechaniſch mit ſich fortreißt, ſetzen ſich als Schmuz auf den Boden der Kammern und der Leitungskanäle ab. Von allen nachtheiligen Stoffen des Kupfer-

rauchs entgeht der Wirkung des Verdichtungswaſſers alſo nur etwas ſchweflichte Säure. Aber der Rauch, welcher aus der hohen Eſſe zuletzt ausſtrömt, enthielt nur etwa den 38ſten Theil von dem ſchwefeligſauren Gas, welches darin beim Entweichen aus den Röſtöfen vorhanden iſt. In der Hauptſache iſt das aus der Eſſe ſtrömende Gas aus bituminöſen Dämpfen und aus Waſſerdämpfen, in den Verdichtungskammern abſorbirt, zuſammengeſetzt. Die noch darin befindliche ſchweflichte Säure wird überdies durch die Strömung ſehr hoch in die Höhe geführt und kommt daher mit einer ſo großen Menge von atmoſphäriſcher Luft in Berührung, wird folglich ſo ſehr verdünnt, daß ſie auf die Vegetation gar keine nachtheilige Wirkung mehr äußern kann und ſich auch übrigens weniger nachtheilig zeigt.

Es ergibt ſich hieraus, daß Hr. Vivian den Zweck ſeiner nützlichen Verſuche zum größten Theil und vielleicht ſo vollſtändig erreicht hat, als er ſich im Großen nur überhaupt erreichen läßt. — Außer den angegebenen hat er aber noch mehrere andere angeſtellt und ſich dabei der Waſſerdämpfe, des Kalks, des Salpeters und der Erhitzung in geſchloſſenen Räumen bedient. Obgleich alle dieſe Verſuche zu keinem beſtimmten Reſultat führten, ſo glauben wir doch, daß es nützlich iſt, ihrer zu erwähnen, damit diejenigen Perſonen, welche ſich etwa mit Unterſuchungen ähnlicher Art beſchäftigen, ſich von dem, was in Hinſicht dieſes Gegenſtands geſchehen iſt, unterrichten können.

Waſſerdämpfe. Es läßt ſich denken, daß dieſe auf zweierlei Art wirken, entweder indem ſie die Umänderung der ſchweflichten Säure in Schwefelſäure begünſtigen, oder wenigſtens indem ſie die Verdichtung des ſchwefligſauren Gaſes durch den ſehr zertheilten Zuſtand des Waſſers in Dampfform befördern. Um darüber Aufſchluß zu erhalten, ließ Hr. Vivian einen Dampfkeſſel aufſtellen, den er mit der Kanalführung, ehe die Dämpfe die erſte Verdichtungskammer erreichen, in Verbindung ſetzte. In dieſem Dampfkeſſel wurden in jeder Minute 350 Kubikfuß Waſſerdämpfe entwickelt. Eine nähere Unterſuchung ergab, daß das Waſſer in der Verdichtungskammer durch Zuleitung der Dämpfe aus dem Keſſel nicht mehr Schwefel aufgenommen hatte, als wenn keine Waſſerdämpfe angewendet wurden; zum Beweis, daß die erhöhte Temperatur des Waſſers der Verdichtung gerade in demſelben Verhältniß nachtheilig war, als die größere Zertheilung des Waſſers die Verdichtung befördert hatte.

Kalk. Es ward an der Mauer einer Regen- oder Verdichtungskammer ein eiſernes Gefäß angebracht, worein gebrannter Kalk gethan ward, den man mit ſo viel Waſſer übergoß, daß er die Conſiſtenz eines dünnen Breies erhielt. In dieſem Zuſtande ließ man ihn in der Abtheilung der Regenkammer, welche von den Oefen am mehrſten abgekehrt war, hinabfallen, hob ihn dann vermittelſt einer

Pumpe wieder in die Höhe, um ihn nach und nach in allen Abtheilungen der Kammer fallen zu laſſen. Eben ſo ward der Kalk auch im Zuſtande von Kalkwaſſer angewendet, indeß wollte ſich auf beiderlei Weiſe die gehoffte Wirkung nicht erreichen laſſen. Man überzeugte ſich, daß das Verfahren im Großen gar nicht anwendbar und wegen der ſehr bedeutenden Menge von Kalk, welche zur Verdichtung der Säuren, mit Einſchluß der Kohlenſäure, erforderlich ſeyn würde, zu koſtbar ſey, weshalb die weitern Verſuche eingeſtellt wurden.

Salpeter. In der Nähe des horizontalen Leitungskanals ward eine Bleikammer aufgerichtet und die Vorkehrung dergeſtalt getroffen, daß der Rauch durch dieſe Bleikammer gehen mußte, in welche gleichzeitig ſalpetrige Säure geleitet ward, die man aus einer ſeitwärts von der Kammer angebrachten Retorte entwickelt. Aus den Verſuchen ergab ſich, daß das aus den Röſtöfen ſich entwickelnde ſchwefligſaure Gas mit andern Gasarten in einem zu großen Verhältniß gemengt war, als daß ſich mit günſtigem Erfolg die Umwandlung deſſelben in Schwefelſäure bewirken laſſen könne. Nach der Analyſe der HHrn. Philips und Faraday enthielt das Gas, oder vielmehr der Rauch aus den Röſtöfen, in dem Theile des Kanals, welcher den Oefen zunächſt liegt, nicht mehr als 5 Prozent ſchwefligſaures Gas und dies iſt nicht viel mehr, als ſich in dem rückſtändigen gasartigen Gemenge findet, welches bei der Bereitung der Schwefelſäure nach beendigter Operation aus den Kanälen entweicht. Es iſt außerdem nicht unwahrſcheinlich, daß die Geſchwindigkeit des Rauchſtroms zu groß iſt, als daß eine innige Mengung und darauf beruhende wechſelſeitige Zerſetzung der ſchwefligſauren und ſalpetrigſauren Dämpfe herbeigeführt werden könnte, daß folglich eine beträchtliche Menge von ſalpetrigſauren Dämpfen von dem Luftſtrom ohne alle Wirkung fortgeführt wird.

Kohle. Glühende Holzkohle zerſetzt bekanntlich die ſchweflige Säure, indem ſich Schwefel und Kohlenſäure oder Kohlenoxydgas bilden. Hr. Vivian wollte deshalb verſuchen, wie ſich der Hüttenrauch verhalten würde, wenn er durch Kohlenfeuer geleitet wird. Er ließ daher neben der hohen Eſſe einen Ofen zum Verſuch aufſtellen und traf die Vorrichtung in der Art, daß er durch Hilfe kleiner mit Ventilen verſehenen Röhren, welche mit der Hauptleitung oder mit dem Rauchkanal von den Röſtöfen in Verbindung ſtanden, nach Belieben vor oder nach dem Durchgange durch die Verdichtungskammern, den Hüttenrauch in den Verſuchofen leiten konnte. Der Kanal, welcher den Rauch zum Verſuchofen führte, mündete unter dem Roſte deſſelben aus, ſo daß der Rauch durch die Kohlenglut hindurch gehen mußte und von dort in einen zweiten Kanal geführt ward, welcher mit einer Eſſe in Verbindung ſtand.

Bei dem erſten Verſuch ward der Verſuchofen mit gewöhnlichen Steinkohlen gefeuert. Es zeigte ſich bald, daß der Rauch durch die brennenden Kohlen nicht hindurch gehen wollte, wenn das Brennmaterial ſo hoch aufgeſchichtet war, daß Rauch und Brennmaterial hätten auf einander wirken müſſen; daß aber, wenn das Brennmaterial nur in ſo ſchwachen Lagen aufgeſchichtet war, um dem Hüttenrauch einen ungehinderten Durchgang zu geſtatten, gar keine weitere Einwirkung auf den Hüttenrauch Statt fand. Er ward nämlich blos erhitzt und auf einen Augenblick ganz durchſichtig, blieb aber unzerſetzt, oder wenn eine Zerſetzung wirklich Statt gefunden haben ſollte, ſo ſtellte ſich das frühere Miſchungsverhältniß ſogleich wieder her, wie man ſehr deutlich aus der Farbe und aus dem Verhalten des aus der Eſſe entweichenden Rauchs ſehen konnte. — Derſelbe Verſuch ward mit ſehr magerer Steinkohle (stone-coal, huille-sèche) und mit culm (pulverartige stone-coal), ſo wie auch mit Koaks wiederholt, aber immer mit einem gleichen ungünſtigen Erfolg. Auch durch Anwendung von Holzkohle ward kein günſtiges Reſultat erlangt.

Hr. Bevington-Gibbins hat eine Reihe von Verſuchen zu gleichem Zweck, jedoch in einem größern Maasſtab angeſtellt und ſich dabei der Holzkohle bedient. Es iſt ihm wirklich gelungen, etwas Schwefel abzuſcheiden.

Hr. Young verſuchte die Zerſetzung durch Holzfeuer zu bewirken, aber, wie es ſcheint, ohne Erfolg.

Uebrigens iſt es wohl leicht einzuſehen, wie ſchwierig es ſeyn muß, Verſuche dieſer Art anzuſtellen, ohne dem Zuge der Oefen zu ſchaden.

Glühen in verſchloſſenen Gefäßen. Man iſt öfterer darauf bedacht geweſen, die Erze in verſchloſſenen Gefäßen zu glühen und durch Deſtillation einen Theil des Schwefels zu entfernen; allein die ſehr bedeutenden Koſten, welche eine ſolche Deſtillation erfordert, ſtehen mit dem Werth des zu gewinnenden Schwefels nicht im Verhältniß und man hat daher davon immer wieder abſtehen müſſen. Wenn außerdem der Rückſtand von dieſer Deſtillation wirklich ſchmolz und in Fluß kam, ſo ließ ſich das geſchmolzene Gemenge weit ſchwieriger behandeln und erforderte mehr Zeit und Koſten, als die Verarbeitung des rohen Erzes.

Kohlenwaſſerſtoffgas. Man hat auch den Verſuch angeſtellt, das beim Röſten ſich bildende Gasgemenge vermittelſt des Kohlenwaſſerſtoffgaſes, welches ſich bei der Deſtillation der Steinkohlen entwickelt, zu zerſetzen. Der Verſuch ward nur im Kleinen unternommen, gewährte aber keinen günſtigen Erfolg. Sollte dieſer indeß auch befriedigend ausgefallen ſeyn, ſo würde ſich dies Verfahren doch im Großen ſchwerlich anwenden laſſen, weil dazu eine große Menge von Steinkohlen erforderlich ſeyn würde, wodurch ſich die Koſten zu ſehr erhöhen würden.

Hr. Vivian iſt nicht der einzige, welcher bemüht geweſen iſt, ein Mittel gegen die ſchädlichen Wirkungen des Hüttenrauchs, der ſich aus den Kupferſchmelzöfen entwickelt, aufzufinden. Im Oktober 1821 ward zu dieſem Zweck eine Subſcription zu Swanſea eröffnet und ein Fonds gebildet, woraus derjenige, dem es gelingen möchte, ein wirkſames und zureichendes Mittel gegen die nachtheiligen Wirkungen des Kupferrauchs aufzufinden, eine Belohnung und einen Erſatz für die auf die Verſuche verwendeten Koſten erhalten ſollte. Von Seiten des Vorſtands der Subſcriptions-Societät ward am 5. November 1821 ein Preis von 1000 Pfund Sterling ausgeſetzt. Hr. J. H. Vivian, deſſen Verſuche ſchon vor dieſem Termin angeſtellt waren und drei andere Hüttenintereſſenten waren eifrig bemüht, dieſe wichtige Preisaufgabe zu löſen; allein keiner von ihnen war bis zum Schluß des Jahrs 1822 dahin gelangt, daß ihm der Preis hätte zuerkannt werden können. Man war indeß darüber einig, daß die Methode des Hrn. Vivian dem Zweck, wenn nicht vollſtändig, doch ſehr nahe entſpreche.

## Neuntes Kapitel.

### Von der Gewinnung des Zinks in Oberſchleſien*).

---

#### Allgemeine Bemerkungen.

Das mehrſte Zink wird aus Galmei gewonnen, welcher, nachdem er vorher gebrannt worden, der Reduktion unterworfen wird. Das Brennen hat zum Zweck, den Gehalt an Waſſer oder Kohlenſäure auszutreiben, dadurch das Volum zu vermindern und die Maſſe mürbe zu machen. Es geſchieht theils in Haufen im Freien, theils mit bedeutender Erſparniß an Brennmaterial in eignen Brennöfen. Im erſten Fall braucht man Holz oder Steinkohlen, zerſchlägt darauf den geröſteten Galmei in Stücke von der Größe einer Wallnuß; im letzten Fall geſchieht das Vorbereiten auf dem Heerd eines Flammofens, auf welchem das zerkleinerte Erz durch eine Oeffnung im Gewölbe des Ofens geſchüttet und ausgebreitet wird. Durchs Brennen verliert der Galmei im Durchſchnitt ⅓ an ſeinem Gewicht, wird mürbe und dunkler rothbraun gefärbt, war es brauner, gelbroth der weiße.

Fig. 4, Taf. 27, ſtellt den Oberſchleſiſchen Calcinirofen im Längendurchſchnitt, Fig. 5 im Grundriß dar; **a** die Oeffnung im Gewölbe zum Einſchütten des Galmeis, **b b** Oeffnungen in den

---

*) Aus **Schubarths** techn. Chemie. I. 2. 8 ꝛc. — Ueber die jetzt im höchſten Grade wichtige Zinkgewinnung Oberſchleſiens, welche jede andere niederhält — ſie betrug 1837 über 200,000 Ctr. — ſiehe auch **Manès**, Mém. géolog. et métallurgiques, 2de partie, p. 171 etc. **Karſtens** Metallurgie, IV. 442 ꝛc.

Seitenwänden, mit Thüren verſchloſſen, zum Wenden des Galmeis, c Schornſtein, d Feuerbrücke, e Roſt, f Schürloch; das Anfeuern geſchieht mit Steinkohlen. Der Galmei wird alle Stunden gewendet und nach fünf bis ſechs Stunden gut geröſtet ausgezogen, worauf wieder von Neuem der Ofen geladen wird. Die Oberſchleſiſchen Brennöfen faſſen 30 Ctr.; man verbraucht auf 100 Ctr. Galmei 15 Schffl. Steinkohlen zum Röſten. Gewöhnlich werden jetzt die Calciniröfen an die Zinköfen angebaut und von dem Feuer der letztern mit beheizt. In den Niederlanden wird das Röſten in Schachtöfen vollbracht.

Die Reduktion des im Galmei enthaltenen Zinkoxyds geſchieht durch einen Zuſchlag von Kohlen, welche dem grob gepulverten oder in kleine Stückchen zerpochten Galmei beigegeben werden; man bedient ſich theils der Holzkohlen, theils der kleinen Koaks, Cinders, die beim Brennen auf Roſten durch die Roſtſtäbe fallen. Da aber Zink in der Hitze flüchtig iſt, ſo erfordert die Reduktion deſſelben verſchloſſene Apparate, wie ſie zur Deſtillation nöthig ſind. Man bedient ſich zu dem Ende a) theils des Tiegelapparats zur abſteigenden Deſtillation, Engliſches Verfahren, von Watt eingeführt, b) eines Röhrenapparats und zwar α) ſenkrechter irdener Röhren zur abſteigenden Deſtillation, vordem in Kärnthen üblich, β) horizontaler Röhren zur ſeitwärts gehenden Deſtillation, Lütticher Einrichtung; c) theils der Muffeln mit Vorlagen, wobei gleichfalls eine ſchräge Deſtillation Statt findet, in Oberſchleſien, Polen, Krakau, Galizien, Graubünden.

### Beſchreibung der in Oberſchleſien, Polen, Krakau, Galizien, auch der Schweiz üblichen Zinkdeſtillation in Muffelöfen.

In der neuern Zeit ſind in Oberſchleſien in der Standesherrſchaft Beuthen viele Zinkhütten angelegt worden. 1832 waren 31 Hütten vorhanden, 27 in der Herrſchaft Beuthen, 4 in der Herrſchaft Pleß, 17 außer Betrieb; nur eine iſt landesherrlich, die Lydognia-Zinkhütte auf der Königshütte, die übrigen ſind alle gewerkſchaftlich.

Die Muffeln werden aus feuerfeſtem Thon mit einem Zuſatz von gebrannten Muffelſcherben (Charmotte) dargeſtellt; feuerfeſter Thon wird zu Ruda, Krzeszowitz, Kattowitz gegraben. Die Anfertigung geſchieht mittelſt Klopfer über hölzernen Chablonen. Sind die Muffeln gehörig lufttrocken, ſo werden ſie in einem Abwärmofen getrocknet und gebrannt und noch glühend aus dem Ofen genommen und in den Zinkofen eingeſetzt. Die Vorlagen, welche weniger Hitze zu ertragen haben, werden aus gewöhnlichem Töpferthon gefertigt, mit Zuſatz von zerſtoßenen gebrannten Scherben, auf zwei

Theile des erſtern ein Theil der letztern; die Anfertigung geſchieht gleichfalls über hölzerne Chablonen. Die vordere Oeffnung im Kopf derſelben wird erſt, nachdem die Maſſe etwas hart geworden iſt, eingeſchnitten; ſie dient, theils um die Vorlage reinigen zu können, wenn ſich Zink in ihr feſtſetzen ſollte, theils zum Eintragen der Beſchickung.

Beſchreibung des Oberſchleſiſchen Zinkofens Taf. 27, Fig. 6 bis 9. Die in Oberſchleſien gebräuchlichen Oefen zur Zinkdeſtillation ſind Doppelöfen, jeder zu zehn Muffeln eingerichtet, von denen die Hälfte nach der einen, die Hälfte nach der andern Seite ausmündet; ſie ſtoßen mit ihrer gemeinſchaftlichen Rückwand an einander und ſind mit einander verbunden. Fig. 6 zeigt auf der linken Seite einen Grundriß nach der punktirten Linie a'b'c'd' in Fig. 8, auf der rechten eine Oberanſicht nach Wegnahme des Gewölbes und auf der einen Hälfte auch der Muffeln. Fig. 7 Längenanſicht und zwar der eine Ofen ohne, der andere mit den eiſernen Vorſetzthüren. Fig. 8 Längendurchſchnitt eines einfachen Ofens nach AB, Fig. 6. Fig. 9 Queranſicht und Querdurchſchnitt eines einfachen Ofens. Gleiche Buchſtaben bezeichnen in ſämmtlichen Figuren gleiche Gegenſtände.

Ueber der Röſche, die als Luftführungskanal und Aſchenfall dienen ſoll, werden drei gußeiſerne Roſtbalken aaa gelegt und vermauert; die Roſtfläche wird durch vier eiſerne Platten bb ꝛc. eingefaßt. c, das Schürloch iſt mit eiſernen Platten geſchloſſen und hat auch eine ſolche zur Sohle; zunächſt dem Roſt geht es in einen gußeiſernen Kaſten d aus. ee ꝛc. Tropflöcher, deren Sohlen mit eiſernen Platten ff verſehen ſind, welche auf der äußern Seite einen aufwärts gebogenen Rand erhalten, um das Ueberfließen des im Tropfloch ſich anſammelnden Zinks zu verhüten. Der obere Verſchluß wird auf einer jeden Seite durch eine einzige eiſerne Platte (Heerdplatte) g bewirkt, die zugleich die Sohle für die Vorlagenräume abgibt. Dieſe Platten ſind ſo lang als der Ofen, aber nur 1 Fuß breit, ſie bedecken daher nur den vordern Theil der Tropflöcher. Um letztere aber ganz zu bedecken, bedient man ſich kleiner Ergänzungsplatten hh, die genau in den Vorlagenraum einpaſſen und an der hintern Seite an die Oeffnungen ii ſtoßen, durch welche die Verbindung zwiſchen den Vorlagen und Tropflöchern Statt findet. Jede Heerdplatte wird, damit ſie ſich in der Hitze nicht werfe, durch drei gußeiſerne, in Form eines Z gegoſſene Anker kk feſtgehalten.

Die Wände des Feuerraums (Gefäßes) l werden aus den beſten feuerfeſten Ziegeln aufgeführt. Die Verbindung des Schürlochs mit dem Feuerraum wird durch den Kanal m bewirkt. Der obere Rand des Feuerraums liegt einige Zoll höher als die Sohle der Vorlageräume, ſo daß der Heerd von der Mitte nach den Seitenwänden

des Ofens eine kleine Neigung erhält. Der Rau
Gefäß und den Ofenwänden wird mit Schutt o
n n Seitenzüge zur Erwärmung der Randmuffeln
Zugänge zur Reinigung derſelben; ſie ſind währ
verſchloſſen. p p p ꝛc. Pfeiler von 3—5 Zoll S
einzigen großen Thonkörper gebildet; das Vorderſ
an ſeinem äußern Rand mit einer kleinen eiſernen
die in die Heerdplatte g eingezapft iſt. Die Pfeile
lager ſowohl für die kleinen Vorlagegewölbe, als a
pen des Ofens ſelbſt. Dieſelben müſſen ſo niedrig
ſo daß ihr höchſter Punkt nicht mehr als 3 Fuß v
entfernt iſt. Die Gewölbe werden aus einer M
und ⅔ Sand gefertigt, nach dem Austrocknen 8—
die ſechs Kappenlöcher, s s die Wirbel für die V
Längenanker, v Queranker, w ſtehende Anker.

Die Muffeln x x werden durch den ausgeſp
ſchen den Pfeilern p p dergeſtalt auf die Sohle de
ſetzt, daß ihre offnen Seiten nach vorn kommen.
gehörige Lage erhalten, wird der Spielraum zwiſ
und je zwei Pfeilern mit Ziegelſtücken und Lehm
die Flamme nicht hindurchdringen könne. Die Mu
feln wird mit einer genau einpaſſenden Thonplatte
ſchloſſen, der in Fig. 10 nach einem größern M
dargeſtellt iſt. Dieſe Thonplatte hat zwei Ausſch
der untere α zum Herausnehmen der Deſtillatio
obere β die Unterlage für den Hals der Vorlage a
Oeffnung iſt mit einer Thonplatte verſchloſſen. D
in Fig. 11 von der Seite, in 12 von vorn beſo
ſie beſteht aus dem Unterſtück, Rohr γ, dem Ob
dem Kopf δ und Hals ε. Die Oeffnung ζ im Ko
dient zum Eintragen der Beſchickung in die Mu
Schaufel, Fig. 13; ſie iſt während der Deſtillation

Beſchreibung des Muffelbrennofens auf Taf.
15. Der Heerd a iſt für fünf Muffeln eingerichtet
gen und vier kurzen. Der Roſt liegt 10 Zoll tiefe
b, die Feuerbrücke, iſt deshalb ſo hoch, um das
Flamme auf den Heerd zu vermindern, damit d
nicht berühre. c die Oeffnung, durch welche di
bracht und herausgenommen werden; ſie iſt währen
mit Ziegeln verſetzt, ſo daß durch Zwiſchenräume Ra
abziehen können. d d Oeffnungen, um den Mu
Stellung anzuweiſen. e e Querbögen, um dem
gewölbe eine größere Haltbarkeit zu geben, f S
der Heerdſohle. — In den erſten zwei Tagen
dem Roſt, die Hitze wird ſehr langſam zum Roth

welche zwei Tage lang anhalten muß. Zum Anglühen der Muffeln ſind acht bis zehn Tage erforderlich.

Beſchreibung des in den Figuren 16—18 dargeſtellten Ofens zum Umſchmelzen des Werkzinks; Fig. 17 Vorderanſicht, Fig. 16 Querdurchſchnitt, Fig. 18 Oberanſicht. a Heizthür, b Roſt, c Feuerbrücke, d Fuchs, e Schornſtein, fff gußeiſerne Schmelzkeſſel.

Sobald neue Muffeln aus dem Anwärmofen glühend in den Zinkofen gebracht worden ſind, werden ſie erſt ohne Beſchickung der ſtärkſten Hitze ausgeſetzt, dann durch die untere Oeffnung in der Vorſetzplatte mit 66 Pfd. gerößteten Galmei und dem Volum nach eben ſo viel Cinders (kleine durch den Roſt gefallene Koaks, ¼ Ctr. am Gewicht) und einigen Pfd. Zinkoxyd und Schlacken vom Umſchmelzen, welche vorher unter einander gemengt werden, beſchickt; die Vorlagen in die obern Ausſchnitte der Vorſetzplatten eingepaßt, die untern geſchloſſen, alle Fugen mit Thon verſtrichen und die eiſernen Vorſetzthüren vorgeſchoben, damit ſich die Vorlagen erwärmen. Kaum ½ Stunde nach der Schließung der Vorſetzthüren beginnt bei einem bereits im Gang befindlichen Ofen die Deſtillation, es dauert jedoch ſechs bis acht Stunden, ehe ſie in vollen Gang kommt. Das Metall tritt in Dampfform in die Vorlagen, wird hier tropfbar flüſſig und fällt durch das untere Rohr derſelben in die Tropflöcher. Es iſt nicht zu vermelden, daß ein Theil des Zinks bei dem Zutritt der Luft verbrennt, daher denn auch weißes Zinkoxyd ſich mit in dem Zinkbehälter anſammelt und in den Hälſen abſetzt, auch fliegt in dem Hüttengebäude lockeres Zinkoxyd (Lana philosophica!) umher; man rechnet, daß 2—4 % Zink zu Oxyd verbrennen. Nach 24 Stunden iſt die Poſt abgetrieben, man trägt eine zweite durch die Oeffnung in den Köpfen der Vorlagen ein, ohne die Rückſtände vorher auszuziehen. Iſt auch die zweite abgetrieben, ſo wird der Rückſtand durch die untere Oeffnung in der Vorſetzplatte der Muffel ausgezogen, die Vorlage abgenommen und wenn es nöthig, mit einer neuen vertauſcht, dann von Neuem beſchickt. Man pflegt die Muffeln der beiden Arbeitsſeiten abwechſelnd alle zwölf Stunden zu beſetzen. Der verſchlackte Rückſtand in den Muffeln beſteht aus kieſelſaurer Thonerde, Eiſen- und Manganoxydul, Zinkoxyd (5,1—2 %), Kalk, Magneſia.

Iſt der Galmei kadmiumhaltig, ſo ſind die erſten Portionen des übergehenden Metalls ſehr reich an Kadmium, ſo wie auch dann zuerſt braunes Kadmiumoxyd in dem Behälter ſich anſetzt, denn Kadmium iſt flüchtiger als Zink. Man hat daher auch ſeit einigen Jahren in Schleſien das Kadmiumoxyd enthaltende Zinkoxyd beſonders aufgefangen und auf Kadmium benutzt.

Das Werkzink (Tropfzink, weil es aus einzelnen án einander gefügten Tropfen beſteht) wird in gußeiſernen Keſſeln, Fig. 16, 17 und 18, welche 10 Ctr. faſſen, umgeſchmolzen, um es als

Kaufzink in den Handel zu bringen oder zu Zinkblech auszuwalzen. Bei dem Umſchmelzen iſt es nothwendig, jede Steigerung der Temperatur zu vermeiden, weshalb man, wenn das Metall eingeſchmolzen iſt, neue Portionen hinzubringt, um die Maſſe abzukühlen. (Daß beim freien Zutritt der Luft Abbrand durch Bildung von Oxyd Statt findet, leuchtet ein). Man läßt das Zink in gußeiſerne Eingüſſe laufen und erhält dadurch zolldicke Platten. Die eiſernen Keſſel, in welchen das Umſchmelzen geſchieht, werden dabei ſtark angegriffen, indem ſich Eiſen mit Zink legirt und in Schuppen vom Boden der Keſſel ablöſt; man kann die Maſſe auf Zink benutzen, aber das Zink wird auch eiſenhaltig. Man hat daher vorgeſchlagen, die innere Fläche der Keſſel mit Lehm und Thon zu überziehen. Soll das Zink gewalzt werden, ſo iſt es gut, wenn das Metall bei möglichſt niedriger Temperatur geſchmolzen und in vorgewärmte Eingüſſe geleitet wird*).

Man gewinnt in Oberſchleſien auch aus dem zinkiſchen Ofenbruch, dort Schwamm genannt, unreinem Zinkoxyd, welches etwas Bleioxyd enthält, auf der Gicht der Eiſenhohöfen ſich anſetzt und von Zeit zu Zeit abgeſtoßen wird, Zink. Die Ofenbrüche liefern mehr Zink, als der Galmei und aus ihnen ſtellte man auch früher als aus Galmei Zink dar, ſo wie man ſie auch zur Meſſingbrennerei benutzte. 1828 wurden 2229 Ctr. Ofenbruch in Oberſchleſien geſammelt**).

In einem Deſtillationsofen zu zehn Muffeln werden durchſchnittlich in 24 Stunden 6 Ctr. calcinirter Galmei verarbeitet, indem jede Muffel mit 66 Pfd. beſetzt wird. Der calcinirte Galmei liefert zwiſchen 49 und 31,6 % metalliſches Zink, man rechnet durchſchnittlich wenigſtens 40 % Kaufzink, ſehr oft werden aber 47 % ausgebracht, ſehr reiner Galmei zu 60 %. Der Steinkohlenverbrauch wird für den Centner Kaufzink zu 28 Kubikfuß angenommen; der wahre Metallverluſt beträgt über 8 %. Auf 100 Ctr. Kaufzink werden 2,9 Stück Muffeln verbraucht.

Das Kaufzink kommt theils in zolldicken Platten in den Handel, theils wird auch viel Zink zu verſchieden ſtarkem Blech ausgewalzt, was in Oberſchleſien zu Rybnick, Malapane, auf der Friedrichshütte, auf dem Kupferhammer zu Neuſtadt-Eberswalde und Hegermühl am Finowkanal u. a. O. geſchieht. Zu dieſem Ende wird das Zink theils nochmals umgeſchmolzen, theils auch nicht, je nach der Beſchaffenheit deſſelben, welche weniger von der Qualität der Erze, als von der Behandlung des Zinks beim Schmel-

*) Menzels Verſuche, die Sprödigkeit des Zinks zum Behuf des Walzens zu beſeitigen, in Karſtens Archiv, zweite Reihe, Bd. 1, S. 411.
**) Beſchreibung der Lydognia-Zinkhütte in Karſtens Archiv, erſte Reihe, Bd. 2, Heft 2, S. 66.

zen abzuhängen ſcheint. Die Zinkplatten werden in Anwärmöfen von ähnlicher Conſtruktion als die für Eiſenblech, jedoch ſo, daß nur eine gelinde Hitze hervorgebracht wird, auf einen gehörigen Grad erhitzt; der Arbeiter probt die Erwärmung empiriſch dadurch, daß er auf die heißen Platten ſpuckt, wenn der Speichel in Kügelchen längs der Oberfläche ſich bewegt und verdampft, ſo ſind ſie gehörig warm. Eine andere Probe iſt die, daß der Arbeiter mit flacher Hand darauf ſchlägt. Auch die Walzen des Walzwerks müſſen eine Temperatur von 100° haben, welche ſie nach und nach erhalten, wenn man ſtarke Platten auf ihnen walzt. In zwölf Stunden walzt man 12—14 Centner große Platten, 6 Fuß lang, 2 Fuß breit, von denen 10—11 einen Centner wiegen, dagegen 24—25 Ctr. Platten von 3 Fuß Länge, 2 Fuß Breite, von denen 14—15 auf einen Centner gehen; 1 Schffl. Steinkohlen wird auf jeden Centner Zinkblech zum Anwärmen und Umſchmelzen gerechnet. Nach dem Walzen werden die Bleche nochmals in den Abwärmeofen gebracht. In den Niederlanden bedient man ſich zum Anwärmen des Zinks, um eine ſtets gleichmäßige Temperatur zu bedingen, der Salzauflöſungen, die man in Pfannen kochend macht, in welche die Platten gelegt werden.

## Zehntes Kapitel.

### Von dem Feinmachen oder Affiniren des Silbers und von der Scheidung des Golds*).

---

Unter Feinmachen oder Affiniren des Silbers verſteht man ein Verfahren, legirtes Silber zu ſcheiden und den Feingehalt der Legirung darzuſtellen. Man bediente ſich zu dieſem Zweck in frühern Zeiten ausſchließlich der Saigerung und des Abtreibens, metallurgiſcher Proceſſe, die unter dem Artikel Blei und Kupfer beſchrieben worden ſind. Erſt in dieſem Jahrhundert wurde das Verfahren in Anwendung gebracht, Silber von Kupfer mittelſt concentrirter Schwefelſäure zu ſcheiden und gleichzeitig auf den geringen Goldgehalt im Silber $\frac{1}{2000}$—$\frac{1}{1200}$, den man früher wegen des hohen Preiſes der anzuwendenden Salpeterſäure nicht abſcheiden konnte, zu gewinnen, welcher jetzt allein die Scheidungskoſten trägt.

Früher koſtete eine Scheidung des Silbers vom Kupfer mittelſt Saigern und Abtreiben, abzüglich des Werth des davon reſultirenden Kupfers, bei uns für die Mark fein $4\frac{1}{2}$ Sgr. oder etwa 1 % vom Silberwerth, das Gold blieb verloren; jetzt bezahlt man den Werth des enthalten geweſenen Kupfers, indem dem Affineur der kleine Antheil Gold, welcher im Silber enthalten war und ungefähr 1,5 % des Silberwerths beträgt, zu Gute kommt, wodurch er für die Scheidungskoſten gedeckt iſt.

---

*) Aus Schubarths tech. Chemie I. 2. 382 ꝛc. 405 ꝛc.

D'Arcet gab 1802 ein Verfahren an, mit Schwefelſäure, ſtatt mit Salpeterſäure, Silber von Gold zu ſcheiden und zwar letzteres völlig fein; er machte dieſe Auflöſung in eiſernen Keſſeln, bediente ſich des Eiſens, um Silber und Kupfer aus ihrer Auflöſung in Schwefelſäure zu fällen, ſpäter jedoch des zweckmäßigern Verfahrens, Silber durch Kupfer niederzuſchlagen, um den erzeugten Kupfervitriol in den Handel zu bringen; 1816 wendete er Geräthſchaften von Platin an, nämlich Keſſel und Helm, um in denſelben das Auflöſen des güldiſchen Silbers vorzunehmen, was denn auch in Frankreich allgemein üblich iſt. Tocchi hat die weit wohlfeilern eiſernen Geräthe wieder aufgenommen.

Es iſt bekannt, daß concentrirte Schwefelſäure gußeiſerne Geſchirre faſt gar nicht angreift, welches in einer Umkehrung der elektriſchen Polarität ſeinen Grund hat, indem das Eiſen in Berührung mit jener Säure minus elektriſch wird, alſo zum minus elektriſchen Sauerſtoff keine Anziehung äußert; eben ſo iſt es auch mit concentrirter rauchender Salpeterſäure und Eiſen oder Zinn. So wie man aber die Säuren bis auf einen gewiſſen Grad mit Waſſer verdünnt, erfolgt die Zerſetzung mit Heftigkeit. Aus den Verſuchen von Fechner iſt bekannt, daß Eiſen mit Silber oder Kupfer in Berührung in concentrirter rauchender Salpeterſäure minus elektriſch wird, während jene plus elektriſch ſich verhalten, woraus es ſich erklärt, daß das Eiſen nicht, wohl aber das Silber oder das Kupfer ſich auflöſen. Eben ſo verhält ſich auch concentrirte Schwefelſäure. — Uebrigens dürfte nicht überflüſſig ſeyn, hier anzumerken, daß nach Wetzler Silber ſich in einer mit überſchüſſiger Schwefelſäure verſetzten Auflöſung von ſchwefelſaurem Eiſenoxyd ſelbſt ohne Wärme an der Luft auflöſt und zwar dadurch, das das Silber hier plus elektriſch wird, ſich auf Koſten des Eiſenoxyds oxydirt, welches zu Oxydul reducirt, ſich durch den Sauerſtoff der Luft wiederherſtellt.

Das neuere Verfahren beim Affiniren des mit Kupfer legirten güldiſchen Silbers beſteht nach D'Arcet in Folgendem: Das Silber wird, iſt es eine Barre, geſchmolzen und granulirt, iſt es dagegen ausgemünzt, ſo können die Münzen unmittelbar angewendet werden oder nachdem man, wenn es ſchmuzige Scheidemünze, durch Glühen in einem kleinen Flammofen allen Schmutz zerſtört hat. Darauf kocht man das zu ſcheidende Silber mit concentrirter Schwefelſäure, deren Menge ſich nach der Beſchaffenheit der Legirung richtet, denn Kupfer verlangt weit mehr Säure, als Silber in Platin- oder Eiſengefäßen (ſind es Platingefäße, ſo kann auch eine mäßig concentrirte Säure, wie ſie durchs Abdampfen in den Bleipfannen erhalten wird, von 55—60° B. angewendet werden), wodurch Silber und Kupfer, aber nicht das Gold, ſich auflöſen; letzteres wird dann noch ein Mal mit concentrirter Schwefelſäure be-

handelt, darauf abgewaſchen und getrocknet mit etwas Salpeter in Graphittiegeln geſchmolzen. Die Auflöſung des ſchwefelſauren Silberoxyds wird heiß in bleierne Pfannen gegoſſen und zerſetzt, indem man in dieſelbe Kupferplatten eintaucht, wodurch das Silber metalliſch niedergeſchlagen wird; hierauf wird es abgewaſchen, getrocknet und mit etwas Salpeter und Borax geſchmolzen, um die kleinen Spuren von eingemiſchtem Kupfer auszuſcheiden. Zweckmäßiger wäre es, das Silber mit einem kleinen Zuſatz von Blei auf einem Teſt fein zu brennen. Das aufgelöſte ſchwefelſaure Kupferoxyd, welches Ueberſchuß an Säure enthält, wird dann noch mit Kupferoxyd (Kupferaſche, Kupferhammerſchlag, andern Kupferabfällen) ziemlich geſättigt auf einen Rückhalt an ſchwefelſaurem Silberoxyd mit Kochſalz geprüft und zur Kryſtalliſation gebracht. — Am zweckmäßigſten wird eine Affiniranſtalt mit einer Schwefelſäurefabrik in Verbindung geſetzt, weil dieſelbe erſtlich das Hauptmaterial ſich wohlfeil erzeugen kann, zweitens im Stand iſt, das Nebenprodukt, das ſchwefligſaure Gas und die verdünnte Schwefelſäure, zu verwenden.

Eine bedeutende Erſparung an Schwefelſäure und Beſchleunigung des Proceſſes wird dadurch erreicht, daß man die zu ſcheidende Legirung durch Calcination röſtet, wodurch Kupferoxyd gebildet wird, welches ſich in verdünnter Schwefelſäure ſehr leicht auflöſt, während man zum Auflöſen des metalliſchen Kupfers viel mehr Säure gebraucht, da ein bedeutender Theil derſelben ſich zerlegen muß, um das Kupfer zu oxydiren. Beim Röſten des legirten Silbers wird zwar auch etwas Silber oxydirt, allein es löſt ſich das Silber nicht eher auf, als bis alles Kupfer gelöſt iſt.

Aber nicht allein güldiſche Silbermünzen (Spaniſche Piaſter, Mexikaniſche, Columbiſche Dollars und andere Südamerikaniſche Geldſorten), ſo wie Silber in Barren werden affinirt, ſondern auch alle Krätzen, cendres, von Münzwerkſtätten, aus den Werkſtätten der Gold- und Silberarbeiter, Bronceure, Knopfmacher, Gold- und Silbermanufakturen ꝛc. Das Gekrätz wird zuerſt, wenn es in Scherben gebrauchter Tiegel beſteht, zerſtampft und geſiebt, ſodann dem Schlemmen unterworfen, zu welchem Behuf eine Einrichtung nach Art eines Kehrheerds ſehr vortheilhaft iſt. Die ausgeſchlemmten Gold- und Silberkörnchen werden dann der Affinirung unterworfen. Früher und auch noch jetzt pflegte man durchs Anquicken die edlen Metalle auszuziehen, allein hierzu gehören zwei bis drei Amalgamationen, was nicht wenig koſtſpielig iſt, theils beide durch die Quartation zu ſcheiden. Kupfer, Zink und andere Metalle enthaltende Krätze wurde gewöhnlich erſt (mit Salpeter) calcinirt, um die unhaltigen Metalle zu oxydiren und in die Schlacke zu treiben.

**Die Scheidung des güldiſchen Silbers** durch concentrirte Schwefelſäure wird eben ſo bewerkſtelligt, wie das Affiniren des Silbers.

Kein Scheidungsproceß iſt ſo wohlfeil als dieſer, weshalb auch jetzt nur auf dieſem Wege das güldiſche Silber im Großen affinirt wird. Durch die wenigen Koſten, welche dieſes neuere Scheidungsverfahren verurſacht, iſt es möglich geworden, ſelbſt Silber von $\frac{1}{1200}$ Goldgehalt noch zu affiniren, Gold dem Silber zu entziehen, welches früher wegen des weit höhern Koſtenbetrags der Quartation nicht ſcheidbar war, der Circulation und dem Welthandel zu überliefern.

Wie bedeutend der verborgen gelegene Goldgehalt im Silber iſt, wie viel Gold dadurch in den Handel gebracht werden kann, beweiſen nachſtehende Beiſpiele.

Man berechnet, daß 600 Millionen Franks altes Silbergeld, welche in Frankreich nach dem Geſetze vom 14. Juni 1829 affinirt und umgeprägt werden ſollen, $\frac{1}{2000}$ Gold enthalten. Da nun 200 Franks Silbergeld 1 Kilogramme wiegen und das Franzöſiſche Silbergeld $\frac{9}{10}$ Feinſilber enthält, ſo ſind in jenen 3 Millionen Kilogrammen Silbergeld 2,700000 Kilogrammen Feinſilber und in dieſem 1350 Kilogrammen Gold enthalten, ganz abgeſehen davon, daß ſie nach den Ergebniſſen des neuern Probirfahrens ſtatt $\frac{900}{1000}$ fein $\frac{904}{1000}$ enthalten, welches an Silber eine Vermehrung um 12000 Kilogrammen (im Werth von 2,640000 Franks) ausmacht, ohne den Goldgehalt in dieſem Silber zu berechnen, welcher auch noch 6 Kilogrammen beträgt.

Nimmt man an, daß in den im Preußiſchen Staat ſeit 1764 bis 1825 geprägten Silbermünzen, ausſchließlich den bis dahin wieder eingezogenen, im Betrage von etwa 150 Millionen Thalern $\frac{1}{2000}$ Gold enthalten ſey, ſo würde es auf den in jener Summe von verſchiedenem Silbergeld enthaltenen Gehalt an feinem Silber, zu 10,730000 Mark berechnet, nicht weniger als 5730 Mark betragen. Jede Million Thaler, aus güldiſchem Silber ausgemünzt, enthält, verglichen mit einer eben ſo großen Summe Thaler aus affinirtem goldfreien Silber geprägt, an 15000 Thaler Gold, welches jetzt dem Verkehr wiedergegeben iſt.

In der mineralogiſch-geognoſtiſchen Reiſe nach dem Ural u. ſ. w. von G. **Roſe** I., Berlin 1837, S. 625 findet ſich auch eine auf den Angaben von dem Ruſſiſch Kaiſerlichen Bergingenieur-Obriſt **Sobolewskoy** beruhende Darſtellung des Verfahrens, welches man ſeit 1830 auf dem Petersburger Münzhofe anwendet, um die großen Maſſen goldhaltigen Silbers (von 7–½ Proz. Goldgehalt) zu ſcheiden. Das Verfahren iſt folgendes:

Man ſchmilzt die Legirungen in Ypſer Tiegeln zuſammen und ſieht in Bezug auf den Gehalt dabei nur im Allgemeinen darauf, daß das in der Maſſe enthaltene Gold nicht mehr als die Hälfte an Gewicht beträgt; die geſchmolzene Maſſe gießt man in ein Gefäß mit Waſſer aus, in welchem ein Quirl umgeht. Die granulirte Legirung wird in Portionen von 1½—2 Pud (à 40 Pfund) in Platingefäße vertheilt und dann auf je drei Theile des in ihr enthaltenen Silbers mit vier Theilen Schwefelſäure übergoſſen; die gefüllten Gefäße (täglich zehn bis zwölf) ſtellt man auf einen Heerd, deſſen Rauchfang ſtark zieht und feuert nun mit Holz. Die Auflöſungszeit richtet ſich nach dem Silbergehalte; ſie iſt beendigt, wenn keine ſchweflige Säure mehr entweicht und Schwefelſäuredämpfe ſich zu zeigen anfangen — meiſt dauert ſie 6—10 Stunden. Die Dämpfe läßt man durch die Eſſe entweichen. Ein Verſuch, dieſelben zu condenſiren und durch Wind abſorbiren zu laſſen, verſprach keinen Vortheil. — Die Auflöſung von ſchwefelſaurem Silberoxyd wird nun von dem in Pulvergeſtalt am Boden liegenden Gold ab- und in einen ebenfalls unter einem Kamine befindlichen ſtarken bleiernen Keſſel gegoſſen. Das Gold wird nochmals mit einer dem noch darin befindlichen Silber entſprechenden Menge Schwefelſäure 2—3 Stunden lang erwärmt, die hier entſtandene Auflöſung aber, welche ſehr viel freie Säure enthält, in einen beſondern Keſſel abgegoſſen und zu künftigen Auflöſungen aufbewahrt. Das Gold wird nun nochmals mit kochendem Waſſer gewaſchen, getrocknet und geſchmolzen. — Die concentrirte erſte Flüſſigkeit mit der ſchwefelſauren Silberoxydlöſung wird nach dem Erkalten in hölzerne, mit Blei gefütterte Käſten vertheilt, mit Waſſer verdünnt und durch Waſſerdämpfe mittelſt bleierner von einem Dampfkeſſel ausgehender Röhren erhitzt. Hat die Flüſſigkeit genug ſchwefelſaures Silberoxyd aufgenommen, ſo filtrirt man ſie durch Filzſäcke in andere mit Bleiplatten gefütterte Holzkäſten; hier erhitzt man ſie wieder durch Waſſerdämpfe, ſtellt aber Kupferſtangen hinein. Reagirt die Auflöſung nicht mehr auf eine Kohlenſalzlöſung, ſo zieht man ſie mit dem Heber ab und benutzt ſie weiter auf Kupfervitriol, das gefällte Silber aber wäſcht man mit kochendem Waſſer, trocknet und ſchmilzt es. — Das ſo gewonnene Gold hat gewöhnlich einen Gehalt von 99,666, das Silber von 99,0—99,15. Man liefert ſie in dieſem Zuſtand an die Münzwerkſtätten ab, wo ſie nach Vorſchrift legirt und gemünzt werden.

Schließlich theilen wir noch mit Hilfe der Figg. 19—24, Taf. 27, die Abbildung einer Affiniranſtalt aus **Dumas** (Angewandte Chemie, überſetzt von **Alex** und **Engelhart**, **Bd. IV.**, **Nürnberg 1835, S. 445 ꝛc.) mit.**

Fig. 19 Hauptgrundriß einer Affiniranſtalt. a a Oefen, auf welche die Platinkeſſel geſtellt werden; b b tiefliegender Kanal, der mit Waſſer gefüllt iſt, worin ſich die Dämpfe verdichten; er iſt mit Waſſerklappen c verſehen und mündet in die Hauptesse d; b Flammofen für die ſehr kupferhaltigen Legirungen; fünf Oefen, in welchen man entweder die zum Granuliren beſtimmten geringhaltigen Barren oder auch das bereits affinirte Gold und Silber ſchmelzt; g g Keſſel, in denen man das durch Kupfer gefällte und wohl ausgewaſchene Silber trocknet; h h Keſſel, in denen man die von der erſten Kryſtalliſation erhaltenen Mutterlaugen bis zur erforderlichen Concentration abdampft; i i Bleikeſſel, in welchen das mit Waſſer verdünnte ſchwefelſaure Silber durch Kupferplatten zerſetzt wird; man concentrirt auch darin die Auflöſungen des ſchwefelſauren Kupfers zur Kryſtalliſation; k k bleierne Kryſtalliſirgefäße, in welchen die concentrirte Kupfervitriollauge anſchießt.

Fig. 20, 21, 22 Laboratorium und Apparate zum Finiren der Gold- und Silberlegirungen. Fig. 20, 21 Grund- und Aufriß des Laboratoriums. Fig. 22 Querdurchſchnitt des Ofens nach doppeltem Maasſtab und in der Richtung der gebrochenen Linie CC′, DD′ in Fig. 20 a a Platinkeſſel, der in den dazu gehörigen Ofen eingeſetzt iſt; b b Platinröhre, welche die Helme der acht Keſſel mit dem Condenſationsapparat verbinden; c c Hauptmauer, in welcher ſich die acht Oefen befinden; p Hauptesse; z z punktirte Linien, die den Durchſchnitt der horizontal liegenden Eſſe darſtellen, in welche die acht kleinen Eſſen der Oefen ſich vereinigen; v v Vertiefungen vor den Oefen, welche die Wartung derſelben erleichtert; x Treppe zum Hinabſteigen in dieſe Vertiefung; e e großer Bleicylinder von ungefähr 3 Decimeter im Durchmeſſer; dieſer bildet den Anfang des Verdichtungsapparats; er neigt ſich von der Rechten etwas abwärts zur Linken und hat zur Seite acht Tubulirungen, welche die Vorſtöße b b aufnehmen, die eine Verbindung zwiſchen dieſem Cylinder und den Keſſeln a a herſtellen; f Bleitrichter, durch ihn gießt man Waſſer in den Cylinder e, wenn dieſer geneigt werden muß; d kleine Querſcheidewand aus Blei, welche innen im großen Rohr eingelöthet iſt; ſie verſchließt ungefähr den vierten Theil der Oeffnung dieſes Rohrs und hat den Zweck, alle condenſirte oder in den rechts befindlichen Theil des Rohrs e gegoſſene Flüſſigkeit aufzuhalten; g Bleiröhre, 2—3 Centimeter im Durchmeſſer, welche in den Behälter h die Flüſſigkeit leitet, die, indem ſie in den Cylinder e fließt, durch die Scheidewand d aufgehalten wird; h Bleibehälter, der die im rechts liegenden Theil des Cylinders e ſich condenſirende Säure aufnimmt; a unteres Ende des Bleicylinders e e; man ſieht hieraus, wie dieſes Rohr mit der linken Seite des Verdichtungsapparats verbunden iſt; i l bleierne Käſten, ſie ſind eben ſo conſtruirt, wie die Bleikammern der Schwe-

ſelſäurefabriken und durch das Bleirohr h mit einander verbunden; m m Rohr, durch welches die in den Kaſten l gelangenden Gaſe in den Apparat n fortgeleitet werden; n Cylinder, der um ſeine Achſe gedreht wird und feines Kalkhydratpulver enthält; die Gaſe treten durch das Rohr m in denſelben und diejenigen, welche nicht durch den gelöſchten Kalk abſorbirt werden, gehen durch die Röhre o fort. Dieſe Röhre o o ſteigt anfangs ſchief und dann ſenkrecht auf und mündet ſich in die Hauptesse p, wo das in den acht Oefen befindliche Feuer beſtändig einen ſehr ſtarken Zug unterhält; q Kurbel, mittelſt welcher der Cylinder n umgedreht wird; s t Reſervoir, welches die im untern Theil des Cylinders e und in beiden Bleikäſten i und l condenſirte Säure aufnimmt; 4,4 Holzgerüſte, in welches der Cylinder n geſtellt iſt. Auf der Fig. 20 bemerkt man die Thüren des Feuerheerds und Aſchenfalls der acht Oefen, in welchen die Platinkeſſel ſtehen. Man unterſcheidet in d und q die Art der Einſetzung der Bleiplatte, welche die Scheidewand im Cylinder e bildet und bemerkt auch, wie das Rohr die im obern Theile des Apparats verdichtete Säure in das Reſervoir h führt. Das Rohr g taucht in das Waſſer und läßt die nicht condenſirten Gaſe und Dämpfe nicht heraus, die ſich nun in die Käſten i und l begeben müſſen, nachdem ſie die Sperrung d paſſirt haben. Die Dämpfe, nachdem ſie durch die beiden Bleikäſten i und l gegangen ſind, treten durch das Rohr m heraus, gehen in die drehende Trommel n, wo ſie fortwährend mit Kalkhydrat in Berührung ſind und ziehen ſich endlich von da durch das Rohr o in die Hauptesse p.

Durch den Trichter f, der mit einem Holzpfropf verſchloſſen wird, läßt man warmes Waſſer in den Cylinder, um ihn auszuwaſchen und das ſchwefelſaure Silber fortzuſchaffen, welches oft zufällig bis in die Helme emporſteigt, wenn die Säure in dem Keſſel ſtark aufſchäumt. In dieſem Falle fließt das mit Waſſer weggeſpülte ſchwefelſaure Silber längs des Cylinders herab und gelangt nach d, wo es durch die Sperrung angehalten wird und durch die Röhre g in das Reſervoir h laufen muß, woſelbſt es leicht wieder geſammelt werden kann.

In s und t ſind die zwei kleinen Reſervoirs ſichtbar, welche vor den Käſten i l ſtehen und zum Ausleeren derſelben dienen, wenn genug Säure ſich darin verdichtet hat. Das Rohr e, welches, wie bei u zu erſehen iſt, ſich beinahe unten am Boden des Kaſtens i ausmündet, macht öfteres Ausleeren dieſes erſten Kaſtens nöthig, um die Oeffnung u des Cylinders e darin immer frei zu erhalten; im zweiten Kaſten dagegen kann man ohne Nachtheil die ſich daſelbſt condenſirende Säure laſſen, vorausgeſetzt, daß das Niveau

derſelben nicht höher als drei oder vier Centimeter ſteigt. Fig. 23 und 24 Grundriß und Aufriß eines Platinkeſſels und der zugehörigen Theile nach vierfachem Maasſtabe von 2 und 3.

Dieſelben Buchſtaben bedeuten dieſelben Theile, wie in den Figuren 19, 20, 21 und nur in y iſt eine Art Tubulirung ſichtbar, durch welche man während der Arbeit Schwefelſäure in den Keſſel gießen und den Gang der Operation beobachten kann. Dieſe Oeffnung kann man nach Belieben mittelſt eines in einem Charniere beweglichen Deckels ſchließen, deſſen Einrichtung in Fig. 22 angedeutet iſt.

## Eilftes Kapitel.

### Von der Gewinnung des Eiſens.

Man darf in dieſem Kapitel keine vollſtändige Ueberſicht der Eiſenhüttenproceſſe ſuchen, indem uns dies einerſeits zu weit führen würde und weil wir auch mehrere eben ſo vortreffliche, als allgemein verbreitete Werke darüber haben. Dahin gehören vor allem: Karſten's Handbuch der Eiſenhüttenkunde, 2. Auflage, 4 Bände. Berlin 1827 und 1828. Eine dritte verbeſſerte und vermehrte Auflage dieſes klaſſiſchen Werks iſt jetzt angekündigt und wird im Laufe des Jahrs 1840 erſcheinen. — Deſſelben berühmten Hüttenmanns Syſteme der Metallurgie, Band IV. S. 1 ꝛc. — Walter de St. Ange, praktiſche Eiſenhüttenkunde, oder ſyſtematiſche Beſchreibung des Verfahrens bei der Roheiſenerzeugung und der Stabeiſenfabrikation, nebſt Angaben über die Anlage und den Betrieb der Eiſenhütten. Begleitet von einem Atlas mit 63 Planotafeln der jetzt angewendeten Maſchinen, Apparate und Gezähe ꝛc.; gezeichnet von Le Blanc. Deutſch bearbeitet von dem Herausgeber dieſes Werks bei dem Verleger deſſelben, 1838 und 1839. — Indem wir auf das Studium dieſer vortrefflichen Werke verweiſen, bemerken wir, daß hier nur von denjenigen Proceſſen geredet werden wird, die erſt in neuerer Zeit als wichtige Verbeſſerungen des Eiſenhüttenbetriebs eingeführt worden ſind und deren Hauptzwecke Brennmaterialienerſparung und Verbeſſerung der Produkte ſind, ſo wie wir auch ſpecielle Beſchreibungen einzelner Hütten und des Hüttenbetriebs ganzer Länder, z. B. des Engliſchen, mittheilen werden.

Die Qualität und folglich auch der Preis des Eiſens hängen ſehr bedeutend von den zu ſeiner Darſtellung angewendeten Proceſſen ab, während in den meiſten Fällen die angewendeten Erze und Brennmaterialien ebenfalls einen bedeutenden Einfluß ausüben.

Zu keiner Zeit faſt ſind wichtigere Verbeſſerungen bei dem Eiſenhüttenbetriebe gemacht worden, als in den letztern zehn Jahren, von denen wir hier nur die Anwendung der erhitzten Gebläſeluft erwähnen; zu keiner Zeit war dies aber auch nöthiger. Auf den Britiſchen Inſeln, wo die Natur ihre ſchönſten Gaben in den Schoos der Erde bei einander niedergelegt hat, wo Steinkohlen und Eiſenerze über einander gelagert und in einem unendlichen Reichthum vorkommen, bedurfte es nur des ſo rührigen Gewerbfleißes der Bewohner, um eine Eiſenproduktion zu ſchaffen, welche die des ganzen übrigen Europas, Rußland nicht ausgeſchloſſen, bei weitem übertrifft. Wo ein großartiger Betrieb Statt findet, kann er auch an und für ſich ſchon wohlfeiler ſeyn, als da, wo er geringfügig iſt; England kann aber ſchon von Natur wohlfeiler produciren, als die Eiſenwerke anderer Länder. Darum iſt England auch ein böſer Feind für das Eiſenhüttengewerbe des Feſtlands und die Steuern, womit die billigen und zweckmäßigen Geſetze der Zollvereine in Deutſchland und die Zollgeſetze Frankreichs das Eiſen belegt haben, vermögen die für die diſſeitigen Eiſenwerke nachtheilige Concurrenz nicht zu heben. Dazu kommt, daß zu keiner Zeit der Bedarf an Eiſen bedeutender war, als eben jetzt, wo auf dem Feſtlande die Eiſenbahnnetze ſich immer mehr und mehr verengen, da nichts im Stand iſt, dieſes Bedürfniß unſerer Zeit zurückzudrängen. — Die Nothwendigkeit einer wohlfeilen Produktion, der Darſtellung guter Produkte, wodurch der Concurrenz Englands am beſten begegnet werden kann, ſteigt alſo immer mehr und beides kann nur durch ſtete Verbeſſerungen unſerer Eiſenhüttenproceſſe, hauptſächlich in Beziehung auf Erſparung des immer theurer werdenden vegetabiliſchen Brennmaterials erlangt werden. Sehr wahr iſt daher der folgende Ausſpruch eines tüchtigen Franzöſiſchen Metallurgen, des Oberbergingenieurs und Profeſſors an der Pariſer Bergſchule, Hrn. Guenyveau *). „Endlich muß den Regierungen und den Bergwerksverwaltungen insbeſondere der folgende Satz wichtig ſeyn, nämlich: daß man noch weit entfernt iſt, alle bekannten Mittel zur Brennmaterialienerſparung, ſowohl bei der Roh- als bei der Stabeiſenfabrikation angewendet zu haben." Dieſer wahre Satz iſt ſehr zu beherzigen!

Das vorliegende Kapitel zerfällt in vier Abſchnitte, welche 1) von der Roheiſenfabrikation; 2) von dem Umſchmelzen des

---

*) Ueber den jetzigen Stand des Eiſenhüttengewerbes, aus dem 12. Bde. der 3. Reihe der Annales des Mines überſetzt, im 5. Heft von des Herausgebers Schrift: Ueber den Betrieb der Hohöfen, Kupolöfen, Friſchfeuer und Schmiedeeſſen mit erhitzter Gebläſeluft. Quedlinburg 1839, Seite 287 bis 377.

Roheiſens; 3) von der Stabeiſen- und 4) von der Stahlfabrikation handeln.

## Erſter Abſchnitt.

### Von der Roheiſenfabrikation.

Der Hauptunterſchied beim Betrieb der Hohöfen, in denen die Roheiſenproduktion Statt findet, wird durch die verſchiedenen Brennmaterialien und durch die Verſchiedenheit des darzuſtellenden Produkts beſtimmt. In erſter Beziehung unterſcheidet man rohes und verkohltes Brennmaterial. Das Holz wird entweder roh und lufttrocken, oder gedörrt, oder halbverkohlt (als braune Kohlen), oder als vollkommene Kohlen, die Steinkohlen werden entweder roh oder verkohlt (als Koaks) angewendet. — Das zu producirende Roheiſen wird entweder zum Vergießen oder zum Verfriſchen angewendet und zeigt deshalb weſentliche Verſchiedenheiten. — In Beziehung auf das beim Hohofenbetrieb angewendete Brennmaterial unterſcheidet man Holzkohlen- und Koaksroheiſen. Ehe wir jedoch ſpecielle Beſchreibungen von den beiderlei Arten des Hohofenbetriebs unter den beſten Bedingungen geben, reden wir erſt noch von einigen allgemeinen Verhältniſſen der Lehre vom Hohofenproceß mit Anwendung verſchiedener Brennmaterialien, die den neuern Fortſchritten des Eiſenhüttengewerbes angehören, nämlich von den Vortheilen der Anwendung des lufttrocknen und halbverkohlten Holzes, über die Anwendung roher Steinkohlen und des Anthracits und über den Betrieb der Hohöfen mit einem Gemenge von Holzkohlen und Koaks, welche wichtige Gegenſtände wir nach dem polytechniſchen Centralblatt 1839, S. 345 ꝛc., aus Karſten's und v. Dechen's Archiv, 2. Reihe, XII. 408 ꝛc. auszugsweiſe entnehmen.

### Ueber die Vortheile der Anwendung des lufttrocknen und halbverkohlten Holzes *).

Es iſt eine bekannte Sache, daß die gewöhnliche Holzverkohlung nur die Hälfte der im Holz enthaltenen Kohle liefert, daß

*) Polytechniſches Centralblatt 1837, S. 376 ꝛc.; 1839, S. 345 ꝛc. Die vollſtändigen, aus den Annales des Mines entlehnten Abhandlungen über die Anwendung des lufttrocknen, des gedörrten und des halbverkohlten Holzes beim Hohofen- und beim Friſchfeuerbetriebe findet man in meinem eben erwähnten Werk über den Betrieb mit erhitzter Luft ꝛc., Heft 4, S. 76 ꝛc.;

die Ausbeute ſich ohne andere Unbequemlichkeiten nicht bedeutend vermehren läßt und daß man in Holzverkohlungsöfen (mit Luftzutritt) immer nicht mehr Kohle erhält, als bei einer gut geleiteten Meilerverkohlung. Die Verkohlung in verſchloſſenen Räumen durch außen angebrachte Hitze liefert bekanntlich weit mehr und beſſere Kohle, iſt aber aus andern Rückſichten bisher nicht für hüttenmänniſche Zwecke anwendbar geweſen. Man hat bekanntlich in neuerer Zeit an manchen Orten, namentlich in Finnland zu Sumbala (polytechn. Centralblatt 1835, S. 172), in der Schweiz zu Plons bei Sargans (Centralblatt 1836, S. 165), in Nordamerika (Centralblatt 1836, S. 583) das friſche Holz ganz oder zum Theil der Kohle zu ſubſtituiren verſucht, oder auch, wie Dupleſſis zu Seveur, vorläufig getrocknetes Holz verwendet. Dem Verfaſſer will es jedoch nicht ſcheinen, als habe man dadurch reelle Vortheile erlangt; man habe vielmehr nur an allen jenen Orten eine Erſparung in Anwendung des Holzes gefunden, wo man theils früher ſehr wenig ökonomiſch mit den Kohlen umgegangen war, theils das Holz zugeflößt bekam; Hütten, welche die größte Oekonomie ſchon vorher eingeführt haben, dürfen von der Anwendung des friſchen Holzes keinen beſondern Vortheil erwarten. Dieſer Vortheil wird vom Verfaſſer folgendermaaſen begründet: Zu Sumbala conſumirte man früher auf 100 Kilogramm Gußeiſen 2,25 Kubikmeter Holzkohle (entſprechend 4,5 Kubikm. Holz), gegenwärtig nur 1,5 Kubikm. Holz, ſo daß allerdings jetzt nur ⅓ ſo viel Holz als früher gebraucht wird. Die frühere Kohlenconſumtion, welche etwa vier Mal ſo viel, als das ausgebrachte Eiſen beträgt, iſt aber eine ſo verſchwenderiſche, daß man trotz der ungeheuer ſcheinenden Erſparniß jetzt doch nicht weniger Holz verbraucht, als ein gewöhnlicher mit Holzkohlen betriebener und vernünftig bewirthſchafteter Hohofen. Der einzige Vortheil beſtünde alſo in Erſparung der Verkohlungskoſten und er würde durch den vermehrten Transport überwogen, wenn man nicht das Holz zugeflößt bekäme. Die Holzconſumtion wird übrigens dadurch ſehr vermehrt, daß man nur die Scheite verwendet, welche ſo lang ſind, als die Gicht breit iſt, alles Kürzere aber ausſcheidet. — Zu Plons, wo man den Ofen nicht wie zu Sumbala für die Holzanwendung verändert hat, auch kleinere Scheite anwendet, hat man allerdings durch Anwendung von Holzkohlen und Holz (in dem a. a. O. angegebenen Verhältniß) gegen früher eine Erſparniß erzielt;

---

Heft 5, S. 137 ꝛc., ſo wie auch im überſichtlichen Auszug in Karſten's Archiv, 2. Reihe, Bd. 12, S. 408 ꝛc. Auch iſt die folgende kleine Schrift zu erwähnen: Droinet, allgemeine Betrachtungen über ein neues Verkohlungsverfahren, auf welches die Herren Didier und Droinet aus Rheims ein ausſchließliches Privilegium für das Kaiſerthum Oeſtreich erhielten; lautend auf die Verkohlung jedes Brennmaterials mittelſt der verlornen Flamme von Hohöfen, Friſchfeuern ꝛc. ꝛc. Wien 1839.

der geſammte Aufwand an Brennmaterial beträgt aber doch, auf Kohle reducirt, noch 1,15 — 1,20 Kohle auf 1,0 Gußeiſen und mehr braucht kein gut gehender Hohofen ſelbſt mit kalter Luft. — Was die Amerikaniſchen Beiſpiele betrifft, ſo ſind die erlangten Vortheile ſchon an ſich nicht ſehr bedeutend und ſind auch dies nur im Vergleich zu der von dem Verfaſſer ſelbſt als Grund der Veränderung angegebenen ſchlechten Qualität der Amerikaniſchen Holzkohle. — Dupleſſis zu Seveux wurde durch die ſchlechten Reſultate, welche er mit Anwendung friſchen Holzes (nur zu $\frac{1}{6}$) erhielt, bewogen, ſein Holz vorher in beſondern Räumen durch Eintreibung eines 150 bis 200° heißen Luftſtroms mittelſt eines beſondern Gebläſes zu trocknen, mußte aber auch davon abgehen, da die aus dem erhitzten Holz entwickelten Gaſe bei Oeffnung des Trockenofens allemal Feuer fingen und durch Entzündung einen nicht unbedeutenden Holzverluſt bewirkten. Dazu kommt noch die Nothwendigkeit eines beſondern Gebläſes und Lufterhitzungsapparats. So gute Reſultate ſich alſo vielleicht in Bezug auf den Hohofenproceß ſelbſt von der Anwendung ſo getrockneten Holzes erwarten ließen, erſcheint die Sache doch als unpraktiſch. — Daß man ſich die ſchlechten Dienſte des unverkohlten Holzes aus dem durch die im Ofen vor ſich gehende Verkohlung Statt findenden Verluſte an Wärme und Kohlenſtoff zu erklären hat, welche durch die auf der andern Seite von den entwickelten reducirenden Gasarten zu erwartenden Vortheile im günſtigſten Falle nur gerade ausgeglichen werden, bezweifelt der Verfaſſer nicht. (Wir verweiſen auf die verſchiedenen im vorigen Jahrgange mitgetheilten Abhandlungen über Theorie des Hohofenproceſſes und Wirkung reducirender Gasarten.)

Alle dieſe Betrachtungen ließen die Auffindung einer Methode als ſehr wünſchenswerth erſcheinen, nach welcher man das Holz ohne große Koſten in einem ſolchen Grade verkohlen könnte, daß die wäſſerigen Theile und oxydirenden Gasarten, welche die nachtheilige Seite der Holzanwendung bilden, ausgetrieben, der größtmögliche Theil des Kohlenſtoffs aber und eine nicht unbedeutende Menge Waſſerſtoff, in welchen die vortheilhafte Wirkung des Holzes liegt, zurückgehalten würden. — Man würde dann natürlich aus der gleichen Quantität Holz weit mehr und hitzendere Kohle erhalten, als früher.

Der bekannte Honzeau-Muiron zu Rheims und der Beſitzer des Hohofens von Bièvres, Fauveau-Déliars, gelangten endlich nach Ueberwindung ungemeiner Schwierigkeiten dahin, den von Erſterem im Kleinen ausgedachten Apparat im Großen auf praktiſche Weiſe mit den ſchönſten Reſultaten auszuführen. Sie haben am 11. Februar 1835 ein Patent auf 15 Jahr erhalten. Die Methode, welche ſeitdem auch von Belleveu und Claudot zu Montblainville, von Dupleſſis zu Seveux, von Fort und Guil-

laume zu Haraucourt, von Dolkin-Dufresnel zu Maucourt an Hohöfen und von Lorcet zu Senuc beim Heerdfriſchen mit Vortheil eingeführt worden iſt, beſteht darin, das Holz in verſchloſſenen Apparaten mit Hilfe der aus der Gicht der Hohöfen (oder der Eſſe des Friſchheerds) unbenutzt entweichenden, alſo nichts koſtenden Wärme auf eine unvollſtändige Art, wie oben angegeben, zu verkohlen. Sie realiſirt alſo den einen Theil der kürzlich mitgetheilten Guényveau'ſchen Verbeſſerungsvorſchläge für den Hohofenproceß. Die Vortheile der Methode ſind kurz die: Man erhält aus derſelben Quantität Holz mehr als die doppelte Kohlenausbeute wie früher und verbraucht von dieſen Kohlen im Hohofen nicht mehr, beim Friſchen aber weniger (dem Maaſe nach) als von gewöhnlichen Kohlen. Ehe wir etwas näher hierauf eingehen, müſſen wir ſo kurz als möglich und ſo gut es mit Weglaſſung der äußerſt umfänglichen Abbildungen des Originals angeht, die nöthigen Apparate und Verfahrungsarten beſchreiben.

Der Verkohlungsapparat beſteht aus mehreren von eiſernen Platten zuſammengeſetzten und oberhalb der Gichtöffnung des Hohofens nach hinten zu dergeſtalt angeordneten Hohöfen, daß ſie von der Gichtflamme allſeitig umſpielt werden können. Die Capacität der einzelnen Oefen iſt nicht über 1 Kubikmeter; wo man mit kleinen Gichten arbeitet, kann man die Oefen ſo groß machen, daß ein jeder gerade die für eine Gicht nöthige Kohle producirt; man erſpart dann das Meſſen der letztern; die Zahl der Oefen muß allemal größer ſeyn, als gerade zu Erzeugung des Bedarfs nöthig wäre. Die Oefen ſind höher als breit, meiſt 4—4½' hoch und 2—2½' tief und breit. Ueber die Anordnung der Oefen läßt ſich im Allgemeinen nur ſo viel ſagen, daß man ſie auf einer etwas über der Gichtöffnung und von dieſer nach hinten zu ſich erſtreckenden Fläche dergeſtalt anordnet, daß die Gichtflamme von allen Seiten, mit Ausnahme der vordern, wo die Entleerung und der obern, wo die Füllung Statt findet, dazu gelangen kann. Die Oefen ſind nicht genau kubiſch, ſondern ihr Boden iſt um 15° geneigt; ſie beſtehen aus eiſernen gegoſſenen Platten, welche man durch Falze, am beſten mit möglichſter Vermeidung aller Schrauben und Bolzen, die ſich ſehr geſchwind abnutzen, verbindet. Die vordere Platte hat eine viereckige Oeffnung, in welche eine paſſende Platte eingeſetzt und während des Verkohlens verkittet werden kann. Dieſe Platte beſchlägt man außen mit Thon, der ſchlechten Wärmeleitung wegen; ſie trägt in der Mitte einen Haken, um ſie mittelſt eines gabelförmigen, auf Rädern ruhenden Hebels (chariot) ausheben zu können. Die obere Platte hat eine große Thür mit Charnieren und zwei runde Oeffnungen, von denen jedoch nur eine in Gebrauch und mit einer Blechröhre zu Ableitung der Gaſe und Dämpfe verſehen iſt; die Röhren von je zwei Oefen vereinigen ſich oberhalb zu einer ein-

zigen ſenkrecht emporſteigenden. Darüber, wie die einzelnen Oefen durch Mauerwerk zu befeſtigen und nach Außen einzufüllen ſind, läßt ſich nichts Allgemeines ſagen, da dies vom Arrangement der Oefen abhängt; immer wird aber durch die Zwiſchenräume der Oefen und ihrer gemauerten Unterſtützungspunkte ein Syſtem von circa 6″ breiten Zwiſchenräumen gebildet werden, in welches vorn die Gichtflamme eintritt, hinten aber durch drei ſich oben in eine hohe Eſſe vereinigende Kanäle entweicht. Ueber der Gichtöffnung des Hohofens führt man eine Eſſe auf, welche kürzer iſt, als die am Ende des Apparats angebrachte; ſie iſt nöthig, um auch bei etwaiger Unterbrechung der Verkohlung mit dem Hohofen fortarbeiten zu können; man könnte ſie während der Verkohlung verſtopfen, doch iſt dies nicht nöthig und deswegen nicht einmal rathſam, weil die mit dem Aufgeben der Gichten beſchäftigten Arbeiter dann durch einen zurückſchlagenden Theil der Gichtflamme beläſtigt würden. Die Oeffnung, durch welche die Gichtflamme in den Verkohlungsapparat tritt, iſt durch ein Regiſter verſchließbar. In der Nähe derſelben bringt man im Mauerwerk mehrere verſchließbare Oeffnungen an, um nach Bedürfniß die zum Fortbrennen der Gasarten nöthige Luft eintreten zu laſſen; dies Eintreten kalter Luft hat weniger zu bedeuten, da es ſich hier nicht ſowohl um ſehr ſtarken Zug, ſondern nur um eine der Flamme zu gebende Richtung handelt. Auch im obern Theile des Apparats bringt man verſchließbare Oeffnungen an, welche mit den Zwiſchenräumen der einzelnen Oefen communiciren und dazu dienen, dem Zuge, wo nöthig, eine beſtimmte Richtung zu geben. Unterhalb der Austragsthür jedes Ofens iſt ein ebenfalls aus gußeiſernen Platten zuſammengeſetzter Kaſten (étouffoir) angebracht, welcher vorn eine in Angeln gehende Thür, oben einen aufzuſetzenden Deckel und gleiche Capacität mit dem Ofen hat. In ihn entleert man die Kohlen, ſchließt und verſtreicht dann alle Oeffnungen und läßt die Kohlen erkalten, worauf man ſie durch die vordere Thür in die Körbe ausleert, in welchen ſie zur Gicht des Hohofens gebracht werden. Ueber die ſpeciellen Regeln für Erbauung des ganzen Apparats müſſen wir auf das Original verweiſen. Nur das erwähnen wir noch, daß der Apparat eben ſo gut da anwendbar iſt, wo die Gichtflamme ſchon einen Lufterhitzungsapparat verſorgt. In Haraucourt hat man neben dem Verkohlungsapparate ſogar noch einen durch die Gichtflamme betriebenen Kalkofen beibehalten. Die Koſten eines Apparats von acht Oefen belaufen ſich höchſtens auf 8000 Fr. und wollte ein bisher mit kalter Luft betriebener Ofen zugleich auch heiße Luft einführen, ſo würde der Verkohlungsapparat und Lufterhitzungsapparat, da Vieles gemeinſchaftlich iſt, zuſammen nicht über 10,000 Fr. koſten.

Das Zerkleinern des Holzes in 5 — 6″ lange Stücke (biblots, bibloquets) wird, wenn der Apparat einmal eingeführt iſt, ſtatt

der Handarbeit weit vortheilhafter durch eine Kreisſäge bewirkt, welche bei einer Kraft von etwas über zwei Pferden 7—800 Umdrehungen in der Minute und täglich 12ſtündiger Arbeit bequem einen Hohofen mit Holz verſehen kann. Man erſpart dann 25—30 Tagelöhne und erhält ein weit egaler geſchnittenes Holz. Die Anlagekoſten belaufen ſich nicht über 1000 Fr. Die Länge der Holzſtücke iſt am vortheilhafteſten 5—6″ und man thut wohl, die Scheite auch ihrer Dicke nach etwa in drei Abtheilungen zu claſſificiren und dieſe beſonders zu verkohlen; auch weiche und harte Hölzer verkohlt man beſſer beſonders. Gleichförmigkeit der Kohle in jeder Hinſicht iſt für den Hohofenproceß allemal vortheilhaft. Man zerkleinere nicht zu viel Holz auf einmal, da das lange Liegen im zerkleinerten Zuſtande nicht zuträglich iſt. Das Laden der Oefen geſchieht, wie geſagt, von oben und mittelſt Körben, die man auf irgend eine geeignete Weiſe emporhebt; um den Erhitzungsapparat herum muß außer dem Planum, worauf er ſteht und auf welchem ſich die étouffoirs befinden, noch eine Gallerie laufen, welche die obere Oeffnung der Oefen zugänglich macht. Ehe man den Ofen ladet, wird die Seitenthür verſchloſſen und verſtrichen; nach vollendeter Füllung geſchieht daſſelbe mit der obern Thür. Aus der Beſchaffenheit des hervorgehenden Dampfs erkennt man den Gang der Verkohlung; wird er ſehr hell, weißlich und riecht ſtechend, dann iſt die Verkohlung zu Ende. Dieſe Zeichen erlernen ſich bald in der Praxis. Die Verkohlung dauert 2—4 Stunden; eine zu kurze Dauer zeigt zu große Hitze an, welche allemal nachtheilig auf die Qualität der Kohle einwirkt. Man muß dann den Zutritt der Gichtflamme beſchränken. Das Produkt muß ſchwarz oder dunkelkaffeebraun im Innern und Aeußern, leicht pulveriſirbar und durchaus gleichförmig ſeyn. Nur in der Nähe der Seitenthür, am kälteſten Orte, bleiben auch bei der beſten Verkohlung zuweilen Stücke unvollkommen verkohlt. Das Ausleeren der Kohle in die geöffneten étouffoirs durch die Seitenthüren der Oefen geſchieht mittelſt vierzähniger Krücken. Fängt, was zuweilen Statt findet, die Kohle hierbei Feuer, ſo beſprengt man ſie mit Waſſer, beſchleunigt die Entleerung und ſchließt das étouffoir ſchnell.

Die erzeugte Kohle iſt, wie man ſchon aus den angegebenen Eigenſchaften ſieht, von der gewöhnlichen ſehr verſchieden; ſie beträgt dem Gewicht nach 58, dem Raum nach 68 Proz. des angewendeten Holzes (zu Bièvres), alſo dem Raum nach mehr als das Doppelte als nach der gewöhnlichen Verkohlungsart; ſie enthält 53,5 Proz. reinen Kohlenſtoff, alſo im Ganzen ohngefähr 31 Proz. von den 36 Proz. Kohlenſtoff, welche im Mittel im Holz vorhanden ſind; außerdem enthält ſie noch viel Waſſerſtoff, welcher ihre erhitzende und reducirende Kraft ſehr vermehrt. Sie iſt auch weniger hygroſkopiſch, als gewöhnliche Kohle.

Was nun die Anwendung betrifft, ſo iſt keine Aenderung im Baue und Gange des Ofens nöthig; kalte und heiße Luft geſtatten eben ſo gut die Anwendung der neuen Methode. Der Gang des Ofens verbeſſert ſich aber ſehr durch Anwendung dieſer Kohlen, was namentlich ſehr hervortritt, wenn man zu der ältern Methode zurückzukehren verſucht. Die Temperatur iſt weit höher als ſonſt; man muß aber die Preſſung des Winds etwas vermehren. Fauveau verengerte die Düſen von 24 auf 20 Linien; der Gang des Ofens wurde zwar etwas langſamer, aber heißer und gleichförmiger und das Produkt ſchöner. Auch die Gichtflamme ſchien ſich zu verringern. Im Anfang, als man zu wenig verkohltes Holz anwendete, ſtürzten die Gichten häufig nach, was aber jetzt nicht mehr Statt findet. Man darf die Verkohlung nicht weiter treiben, als daß das Produkt dem Volumen nach 66—68 Proz. des Holzes beträgt, aber auch nicht eher unterbrechen. Das Produkt wird auch nach der neuen Methode unter übrigens gleichen Umſtänden grauer, heißer, zäher, weicher, beſſer zum Friſchen; der Verluſt mindert ſich. Die Kohlenconſumtion im Verhältniß zum producirten Eiſen iſt dem Volumen nach dieſelbe wie früher; alſo wird die Hälfte an Holz erſpart. Allerdings wird durch die vermehrten Transportkoſten, namentlich bei Hütten, welche nur wenig Holz in der Nähe haben, dies zum Theil aufgehoben, aber man muß auch bedenken, daß jetzt noch einmal ſo wenig Holz erforderlich iſt.

Man mag die größere Wirkung von der Anwendung des rohen Holzes, oder auch des in der Entmiſchung ſchon vorgeſchrittenen Holzes bei den Eiſenſchmelzöfen darin ſuchen, daß die entweichenden flüchtigen Beſtandtheile ſelbſt die Urſache des größern Effects ſind, oder darin, daß das Holz bei der vollſtändigen Entmiſchung in den Ofenſchächten eine größere Menge von darſtellbarer Kohle zurückläßt, als ſich bei der Verkohlung deſſelben im Großen durch die gewöhnlichen Verkohlungsproceſſe daraus gewinnen läßt; ſo bleibt es doch für den wirklichen Erfolg, nämlich für die Erſparung an Brennmaterial durch die Anwendung des nicht vollſtändig verkohlten Holzes, ganz gleichgültig, aus welchem Grunde die Erſparung bewirkt worden iſt. Zeigt die Erfahrung, daß ſich durch die Anwendung des rohen und lufttrocknen, oder des ſtarkgedörrten, oder des unvollſtändig verkohlten Holzes wirklich eine bedeutende Erſparung an Brennmaterial bewirken läßt, ſo wird jede Eiſenhütte denjenigen Zuſtand des Holzes auswählen können, welcher nach den Verhältniſſen für ſie der vortheilhafteſte iſt. Durch die Anwendung des lufttrocknen Holzes werden alle Vorrichtungen erſpart, welche erforderlich ſind, um die vorläufige unvollſtändige Entmiſchung des Holzes, ſey es durch Dörren oder durch eine unvollſtändige Verkohlung, zu bewerkſtelligen; allein nur wenige Eiſenhütten werden alsdann die aus der Anwendung des rohen Holzes entſpringenden Vor-

theile genießen können, weil die größern Transportkoſten des rohen Holzes jene Vortheile wieder abſorbiren würden. Sollte ſich ferner durch die Erfahrung ergeben, daß das ſtark gedörrte und in einem noch höhern Grad das halb verkohlte Holz aus den vorhin entwikkelten Gründen wenigſtens dieſelben Vortheile als das blos lufttrockne Holz bei dem Eiſenſchmelzproceß gewähre, ſo würden ſich die Transportkoſten ſchon ſehr vermindern, wenn das Holz ſchon in den Forſten zu einem kleinen Volumen und zu einem bedeutend geringern Gewicht concentrirt werden könnte und das nicht verkohlte Holz würde alsdann eine allgemeinere Anwendung finden können. Es ſcheint aber, daß dem ſtark gedörrten und noch mehr dem halbverkohlten Holz mindeſtens kein geringerer Effect als dem lufttrocknen bei der Reduction und Schmelzung der Eiſenerze in den Hohöfen beigelegt werden darf und alsdann tritt noch ein anderer Umſtand hinzu, durch welchen dem halbverkohlten Holz ganz entſchieden der Vorzug vor dem lufttrocknen und dem gedörrten eingeräumt werden muß. Dieſer Umſtand iſt das Schwinden des Holzes bei der Verkohlung, dem das lufttrockne und das gedörrte Holz in einem hohen Grad, das halbverkohlte Holz aber nur ſehr wenig ausgeſetzt iſt. Durch das Schwinden wird das Durchrollen der Erzgichten und das Hängenbleiben der in den obern Schachträumen nicht gehörig vorbereiteten Erze auf der Raſt des Ofens herbeigeführt und dadurch ein ungleicher, häufig ſehr ſcharfer Gang des Ofens, verbunden mit roher ſchwarzer Schlacke, auch dann veranlaßt, wenn nur ſo wenig Eiſenerz auf die Holzgichten geſetzt wird, daß man einen ganz übergaaren Gang des Ofens zu erwarten berechtigt wäre. Dieſer Umſtand wird daher Veranlaſſung geben, daß ſelbſt diejenigen Eiſenhütten, welche ſich nach den örtlichen Verhältniſſen ſehr füglich des lufttrocknen Holzes bedienen könnten, vortheilhaftere Reſultate erlangen, wenn ſie das allerdings nur durch beſondere Koſten darzuſtellende halbverkohlte Holz anwenden, wobei ſie dann vor den andern, nicht ſo ſituirten Eiſenhütten noch den großen Vortheil voraus haben, daß ſie die Gichtenflamme zur vorbereitenden Entmiſchung des Holzes benutzen können. Nächſt dem eben erwähnten Nachtheil, welcher aus der Anwendung des lufttrocknen und des gedörrten Holzes jedesmal entſpringen wird, geht aus der Anwendung des unvollſtändig verkohlten Holzes auch noch der Vortheil hervor, daß die flüchtigen Beſtandtheile des Holzes, welche unter den bei den Eiſenhohöfen Statt findenden Verhältniſſen keinen Effect leiſten können, dem Schachte des Ofens nicht die zu ihrer Entweichung als elaſtiſche Dämpfe oder Gasarten erforderliche Wärme entziehen, alſo den Ofenſchacht nicht abkühlen und dadurch den Effect des Brennmaterials vermindern. Es ſind vor 5 Jahren auf den Eiſenhüttenwerken zu Malapane und Kreutzburger Hütte in Oberſchleſien Verſuche über die Anwendung des lufttrocknen Holzes

bei den dortigen Hohöfen angeſtellt worden, bei welchen nur das lufttrockne Holz allein (und ohne eine theilweiſe Mitanwendung von Holzkohlen) als Brennmaterial benutzt wird. Dieſe Verſuche haben einen ungünſtigen Erfolg gehabt, nicht, weil das rohe Holz an ſich einen geringern Effect als die aus derſelben Quantität Holz in den Köhlereien dargeſtellte Kohle gezeigt hätte, ſondern weil ſich ein unregelmäßiger und ſcharfer Gang des Ofens wegen des Durchrollens der Erze bei dem ſtarken Schwinden des Holzes nicht vermeiden ließ. Es iſt nicht unwahrſcheinlich, daß der Erfolg ungleich günſtiger geweſen ſeyn würde, wenn das lufttrockne Holz nur theilweiſe und im Gemenge mit einem Theil Holzkohle zur Anwendung gekommen wäre. Dieſe Mitanwendung der Holzkohle wird auch wahrſcheinlich nur dann ohne Nachtheil für den Gang des Ofens wegfallen können, wenn man ſich des halbverkohlten Holzes bedient und dadurch den durch das ſtarke Schwinden des Holzes veranlaßten unregelmäßigen Gang des Ofens vermeidet. Es ergibt ſich indeß aus dieſen allgemeinen Betrachtungen, daß die Koſten, welche die Verkohlung des Holzes veranlaßt, ſchwerlich werden erſpart werden können, daß man alſo der aus dieſer Erſparung zu erwartende Vortheil der Anwendung des unverkohlten Holzes nicht das Wort reden kann. Aber auch für die Anwendung des halbverkohlten Holzes wird eine Erſparung bei den Verkohlungskoſten ſchwerlich eintreten und diejenigen Vortheile vergrößern können, welche aus dem größern Effect des halbverkohlten Holzes im Vergleich zu dem Effect erwartet werden dürfen, den die aus derſelben Holzmenge durch die gewöhnlichen Verkohlungsproceſſe dargeſtellte reine Kohle hervorbringt, indem die Koſten zur Darſtellung des halbverkohlten Holzes mindeſtens nicht geringer ſeyn werden, als die Koſten bei den jetzt üblichen Methoden der vollſtändigen Verkohlung des Holzes. Nur in dem Fall, wenn das Holz zu einem geringen Theil, der ſich bis zur Hälfte des Kohlenſatzes ſteigern möchte, mit angewendet wird, könnten vielleicht die Koſten der vorbereitenden unvollſtändigen Entmiſchung des Holzes, für dieſen als Zuſatz zu den Holzkohlen anzuwendenden Antheil des lufttrocknen Holzes, ohne einen zu großen Nachtheil für den Gang des Ofens erſpart werden, von welcher Erſparung indeß nur wenige Hütten, ihrer örtlichen Verhältniſſe wegen, werden Gebrauch machen können.

Man darf übrigens nie vergeſſen, daß der Hohofenbetrieb bei der Anwendung von halbverkohltem Holz ungleich ſchwieriger und eine viel größere Sorgfalt und Aufmerkſamkeit erfordernde Schmelzarbeit iſt, als der Betrieb bei Holzkohlen. Der Effect der aus einer beſtimmten Holzſorte dargeſtellten Kohle iſt ein beſtimmter und ſich ziemlich gleichbleibender, eben weil die Kohle als ein einfacher Körper unveränderlich derſelbe bleibt, obgleich verſchiedene fremdartige Einflüſſe die Wirkung derſelben beim Verbrennen modificiren. Das

iſt der Grund, weshalb eine Kohlengicht, ſie mag nach den räumlichen Verhältniſſen oder nach dem Gewicht beſtimmt und mit der größten Sorgfalt abgemeſſen werden, nicht genau dieſelben Wirkungen beim Verbrennen hervorbringt, wie die andere. Dieſer Einfluß der verſchiedenen Wirkſamkeit der Holzkohlen iſt bei kleinen und niedrigen Hohöfen ſo bemerkbar, daß er ſich faſt bei jeder einzelnen Gicht zu erkennen gibt. Das halbverkohlte Holz iſt aber ein Körper von durchaus unbeſtimmter Zuſammenſetzung, deſſen Wirkung bei gleichen Gewichten und — wenigſtens bis zu einem gewiſſen Grad der Entmiſchung — auch wohl bei gleichem räumlichen Umfang in demſelben Verhältniß größer ſeyn wird, in welchem der Verkohlungsproceß weiter vorgeſchritten iſt. Man mag aber Einrichtungen zur unvollſtändigen Verkohlung des Holzes treffen, welche man immer wolle, ſo wird es außer den Grenzen der Möglichkeit liegen, die Verkohlung jedesmal bei demſelben Punkt abzubrechen und eben ſo wenig wird es möglich ſeyn, die Verkohlung ſo zu leiten, daß jedes Stück Holz in dem Augenblick, wo der Proceß der theilweiſen Entmiſchung des Holzes eingeſtellt wird, zu demſelben Grad der Verkohlung gelangt iſt. Das halbverkohlte Holz wird alſo bei gleichem Volumen oder bei gleichem Gewicht eine ſehr verſchiedene Wirkung beim Verbrennen hervorbringen müſſen und deshalb werden Gichten von ganz gleichem räumlichen Inhalt oder von ganz gleichem Gewicht nicht immer dieſelbe Quantität Beſchickung tragen können. Daher alſo der ſehr ungleichartige Gang der Hohöfen bei der Anwendung des halbverkohlten Holzes, der um ſo abwechſelnder und ſchwankender ſeyn wird, je kleiner und je niedriger die Schächte ſind, in welchen die Reduction und Schmelzung erfolgen ſollen. Sehr geübte und aufmerkſame Arbeiter, welche den Erzſatz nach der jedesmaligen Beſchaffenheit des Brennmaterials zu beurtheilen im Stande ſind, alſo die Quantität der Beſchickung für jede einzelne Gicht beſtimmen können und dieſelbe nach den Umſtänden zu erhöhen oder zu vermindern wiſſen, ſind weſentlich erforderlich, um die Hohöfen, welche blos mit halbverkohltem Holz betrieben werden, in einem unverändert gleich guten Gang zu erhalten. Dieſer Umſtand vermehrt zwar die Schwierigkeiten bei der Anwendung des halbverkohlten Holzes, allein er vermindert nicht die äußerſt bedeutenden Vortheile, welche man ſich davon zu verſprechen hat und welche, wie es ſcheint, mindeſtens in einer Erſparung von 25 Proz. derjenigen Quantität Holz beſtehen werden, welche bei der bisherigen vollſtändigen Verkohlung des Holzes zu gleichen Quantitäten Roheiſen erforderlich geweſen iſt.

Eben ſo wie das halbverkohlte, iſt auch das gedörrte Holz ein Körper von ganz unbeſtimmter Zuſammenſetzung. Für das gedörrte Holz häufen ſich die Schwierigkeiten noch mehr, weil daſſelbe im Ofenſchachte noch eine ungleich größere Raumverminderung als das

halbverkohlte Holz erleidet, folglich außer dem bei dem halbverkohlten Holz ſchon erwähnten Grund zum Rücken der Gichten und zum Durchrollen der Erze noch weit mehr Veranlaſſung gibt als dieſes, alſo aus mehrfachen Gründen einen ungleichmäßigen Gang des Ofens herbeiführt. Es ſcheint daher, daß ſich das gedörrte Holz wirklich am wenigſten zur Anwendung beim Hohofenbetrieb eignet, es ſey denn, daß es nur zu einem geringen, etwa zum fünften oder zum vierten Theil des Volumens der Kohlengicht mit angewendet wird. Eine ſolche theilweiſe Anwendung erfordert aber, wie die daraus entſpringenden Vortheile nicht von großer Erheblichkeit ſind, beſonders günſtige Verhältniſſe des Hüttenwerks hinſichtlich der Beziehung und Anlieferung des Brennmaterials und hinſichtlich der Vorbereitung des Holzes durch das Dörren, welches nothwendig ohne große Koſten durch die Gichtflamme oder durch eine andere ſonſt verloren gehende Flamme beim Eiſenfriſchproceß u. ſ. f. erfolgen muß, um die Koſten des Dörrens nach Möglichkeit zu vermindern.

Vor dem gedörrten hat das lufttrockne Holz den großen Vorzug, daß es ein Körper von beſtimmter Zuſammenſetzung, daß man folglich bei der Beſtimmung der Größe der Erzgichten den Schwankungen, die von der ſehr verſchiedenartigen Beſchaffenheit des Brennmaterials herrühren, nicht ausgeſetzt iſt, ſondern daß man mit ziemlicher Sicherheit den bei einem gewiſſen Verhältniß des lufttrocknen Holzes und der Holzkohle in der Kohlengicht ermittelten Erzſatz ohne große und faſt bei einer jeden einzelnen Gicht nothwendig werdende Veränderung beibehalten kann. Aber das lufttrockne Holz ſchwindet noch mehr als das gedörrte im Schachte des Ofens; es wird aus dieſem Grunde das Rücken der Gichten und das Durchrollen der Erze wenigſtens nicht in einem geringern Grade veranlaſſen, als das gedörrte. Eben deshalb läßt es ſich aber auch nur theilweiſe und in einem nicht zu großen Verhältniß zur Holzkohle als Brennmaterial für die Kohlengichten im Schachtofen anwenden. Theoretiſch betrachtet wird das lufttrockne Holz im Schachtofen vielleicht nicht weniger zu leiſten vermögen, als das aus derſelben Quantität hervorgegangene halbverkohlte Holz; allein die chemiſche Wirkung wird durch mechaniſche Hinderniſſe, die in den hohlen Räumen beim Schwinden des Holzes ihren Grund haben, wieder vermindert. Von dem lufttrocknen Holze werden alſo nur diejenigen Eiſenhüttenwerke theilweis einigen Gebrauch machen können, bei welchen der Transport des rohen Holzes beſondere Unkoſten nicht verurſacht und auch dann wird der Verbrauch auf ein ſehr geringes Verhältniß zu den Holzkohlen beſchränkt bleiben müſſen, um durch einen unregelmäßigen Gang des Ofens die Vortheile nicht wieder einzubüßen, welche die Erſparung an Brennmaterial gewähren kann. Bei der Mitanwendung des gedörrten und ganz beſonders des lufttrocknen Holzes iſt es nothwendig, das Holz ſo zu zerkleinern, daß

es möglichſt wenig hohle Räume bildet, um die an ſich ſchon unvermeidlichen hohlen Räume beim Schwinden des Holzes nicht noch mehr zu vermehren. Gute mechaniſche Vorrichtungen zum Zerkleinern des Holzes werden aber nur zum Theil die Koſtenerſparung abſorbiren, welche aus dem Unterbleiben der Verkohlung entſpringt und dieſer Vortheil tritt allerdings noch dem Gewinn hinzu, welcher ſich aus der erhöhten Wirkung des rohen Holzes im Vergleich mit der daraus durch die bisherige Verkohlung zu gewinnenden Kohle erwarten läßt. Muß man alſo auch mit Bineau darüber einig ſeyn, daß es vortheilhafter iſt, das rohe als das gedörrte Holz als Zuſatz zu den Holzkohlen anzuwenden, ſo wird man ihm ſchwerlich darin beiſtimmen können, daß das lufttrockne Holz auch wegen ſeiner größern Wirkſamkeit einen Vorzug vor dem gedörrten und ſogar vor dem unverkohlten Holz verdiene und man wird wenig geneigt ſeyn, die Mitanwendung des lufttrocknen oder des gedörrten Holzes zu begünſtigen, wenn ſich ein ungleich vortheilhafteres und einer allgemeinen Anwendung für alle Eiſenhütten in einem weit höhern Grade fähiges Brennmaterial in demjenigen Holz darbietet, welches nicht vollſtändig, ſondern nur theilweiſe verkohlt worden iſt.

## Ueber die Anwendung roher Steinkohlen und des Anthracits in den Eiſenhohöfen.

Die Steinkohle iſt keine Subſtanz von unveränderlicher und ſtets gleichbleibender Zuſammenſetzung. Von dem Verhältniß der Beſtandtheile der Steinkohle zu einander iſt der Aggregatzuſtand der Kohle abhängig, welche bei dem Verkohlungsproceß aus der Steinkohle erhalten wird. Es bedarf nur der Erinnerung daran, daß ſich in der Hauptſache drei verſchiedene Aggregatzuſtände der Kohle (Koaks) unterſcheiden laſſen, der pulverige, der gefrittete und der aufgequollene, woraus ſich die Eintheilung der Steinkohlen in magere oder in Sandkohlen, in Sinterkohlen und in fette Kohlen oder Backkohlen ergibt, eine Eintheilung, die für den Techniker ſehr bequem iſt, obgleich eine ſcharfe Grenze nicht Statt findet. Nächſt dem Aggregatzuſtande der beim Verkohlungsproceß zurückbleibenden Kohle iſt auch die Quantität derſelben von dem verſchiedenen Verhältniß der Beſtandtheile abhängig. Die verſchiedenen Holzarten dürften unter gleichen Umſtänden, d. h. vorzugsweiſe unter Anwendung eines und deſſelben Grads der Temperatur, der ſie in gleichen Zeiträumen ausgeſetzt werden, immer dieſelbe Quantität von halbverkohltem Holz oder von reiner Kohle dem Gewicht nach zurücklaſſen; bei den Steinkohlen ſteht die Quantität der Kohle, welche bei der unter ganz gleichen Umſtänden angewendeten Verkohlungs-

hitze zurückbleibt, im Verhältniß zu der Menge des Kohlenſtoffs und zu den verſchiedenartigen Verhältniſſen des Sauerſtoffs zum Waſſerſtoff, welche die Beſtandtheile der Steinkohle ausmachen. Von dem Aggregatzuſtande der beim Verkohlen zurückbleibenden Kohle aus den Steinkohlen iſt die Quantität der erſtern nicht abhängig, ſo daß es Sand-, Sinter- und Backkohlen gibt, die unter gleichen Verhältniſſen mehr und weniger darſtellbare Kohle bei der Verkohlung zurücklaſſen. Aber daſſelbe merkwürdige Verhalten, welches das Holz beim Verkohlen darbietet, daß nämlich die bei der vollſtändigen Entmiſchung deſſelben daraus darſtellbare Menge der Kohle von der Verkohlungszeit, nämlich davon abhängig iſt, ob eine raſche oder eine langſame Verkohlung Statt findet, eben dieſes Verhalten zeigt ſich auch beim Verkohlen der Steinkohlen, obgleich in einem weit geringern Grad. Während das Holz bei der Verkohlung bald 11, bald mehr als 25 Prozent darſtellbare Kohle dem Gewicht nach zurückläßt, je nachdem in raſcher oder in möglichſt langſam geſteigerter Hitze verkohlt wird, beträgt dieſe Differenz bei denjenigen Steinkohlen, die bei raſcher Verkohlung zwiſchen 80 und 90 Proz. darſtellbare Kohle zurücklaſſen, oft nur einige Zehntheile eines Prozents und ſteigt bei denjenigen Steinkohlen, die bei raſcher Verkohlung nur 50 Proz. Koaks oder noch weniger liefern, nicht leicht über 5 Proz. Der Grund dieſes abweichenden Verhaltens zwiſchen dem Holz und der Steinkohle iſt darin zu ſuchen, daß die letztere ſchon als eine durch einen natürlichen Entmiſchungsproceß theilweiſe verkohlte Holzfaſer zu betrachten iſt. Außerdem ſcheint die vollſtändige Verkohlung der Steinkohle ſchon in einer niedrigern Temperatur als die des Holzes zu erfolgen, ſo daß die Unterſchiede der Temperatur bei den Steinkohlen einen geringern Einfluß auf die verſchiedenartige Zuſammenſetzung der beim Verkohlen ſich bildenden Verbindungen äußern können, als bei der noch unzerſetzten Holzfaſer.

Daraus ergibt ſich, daß bei den rohen Steinkohlen, in einem geringern Grad als bei dem rohen Holz, eine größere Wirkung von der unverkohlten als von der verkohlten Steinkohle bei deren Anwendung in den Ofenſchächten zum Eiſenſchmelzen müßte erwartet werden können — man mag nun die größere Wirkung des rohen Holzes (mit Unrecht) in der erhitzenden und reducirenden Kraft der flüchtigen Beſtandtheile, oder (mit mehr Recht) darin ſuchen, daß im Hohofen das Holz mehr Kohle gibt. — Sollte ſich nun beſtätigen, daß rohe Steinkohle in Eiſenhohöfen nicht allein einen ungleich höhern Effekt als in dem Gewichtsverhältniß von 55 oder 56 zu 50 zu den aus ihnen dargeſtellten Koaks hervorbringe, ſondern daß ſogar gleiche Gewichte Steinkohlen und der aus ihnen bereiteten Koaks eine gleiche Wirkung leiſten, ſo müßten noch ganz andere Gründe vorhanden ſeyn, aus welchen dies ganz unerwartete Verhalten zu erklären iſt, denn es bedarf der Bemerkung nicht, daß bei

gleichen Gewichtsmengen die reducirende Wirkung der Koaks ungleich größer ſeyn ſollte als die der Steinkohlen, aus denen die Koaks bereitet worden ſind und daß weder die reducirende Wirkung der beim Verkohlen ſich entwickelnden flüchtigen Verbindungen — wenn man darauf überhaupt einen Werth legen will — und noch weniger das Mehrausbringen an Koaks beim Verkohlen in den Ofenſchächten, als bei der gewöhnlichen Verkoakung, ein ſo ſonderbares und anomales Reſultat erklären können.

In einigen Gegenden, wo Steinkohlenbergbau Statt findet, iſt es noch üblich, die Steinkohlen und Koaks nicht nach dem Gewicht, ſondern nach dem Volumen und zwar mit einer geringen Differenz im Preiſe zu verkaufen. Bleibt man dabei ſtehen, daß die Steinkohle 50 Proz. von ihrem Gewicht beim Verkoaken verliert und nimmt man an, daß von einer Sinterkohle die Rede ſey, ſo wird das Volumen der Steinkohle nach der Verkohlung nicht weſentlich verändert und es wird unter dieſen Vorausſetzungen daſſelbe Volumen Steinkohle gerade noch einmal ſo ſchwer ſeyn als die daraus dargeſtellten Koaks. Dem Effekte nach würden ſich aber im Schachte des Hohofens 100 Volumina Steinkohlen höchſtens etwa wie 110 Volumina Koaks aus dieſen Steinkohlen verhalten können, wenn man nämlich annimmt, daß ſich das nach dem Gewicht vorausgeſetzte Mehrausbringen an Koaks von 5 Proz. im Schachte des Hohofens gegen die gewöhnliche Verkoakung auch durch das größere Voiumen der Koaks zu erkennen gibt. Diejenigen Hüttenwerke alſo, welche die Steinkohlen und Koaks nach dem Maas ankaufen und welche ſich, wie in der Regel, ſo ſehr in der Nähe der Kohlengruben befinden, daß ſie die rohen Steinkohlen und nicht die daraus bereiteten Koaks zur Hütte bringen, würden, wenn die Steinkohlen einen im Verhältniß von 55 zu 50 größeren Effekt als die daraus bereiteten Koaks hervorbringen, zu berechnen haben, ob die Preisdifferenz für gleiche Volumina roher Steinkohle und Koaks, mit Hinzurechnung der größern Transportkoſten für die erſteren, durch die Vortheile gedeckt werde, welche aus dem im Verhältniß von 55 zu 50 vergrößerten Effekte von der Anwendung der rohen Steinkohle entſpringen, mit Hinzurechnung der zu erſparenden Koſten der Verkoakung, wobei auch der zufällige Verluſt zu berückſichtigen wäre, welcher durch Zerkleinerung der Steinkohlen mit dem Geſchäft der Verkoakung unvermeidlich verbunden iſt. Bei dem Ankauf der Steinkohlen nach dem Gewicht würde ſich das Verhältniß ganz anders ſtellen, wenn wirklich 100 Gewichtstheile Steinkohle nur die Wirkung von 50 Gewichtstheilen Koaks, durch die abſichtliche Verkoakung dargeſtellt, oder von 55 Gewichtstheilen Koaks bei der Anwendung der rohen Steinkohle im Hohofen, leiſten ſollten. Es würden dann 100 Gewichtstheile Koaks im Effekt entweder durch 200 oder durch 181,8 rohe Steinkohlen repräſentirt werden und

die Hüttenwerke würden ſich mit Vortheil nur dann der rohen Steinkohlen beim Hohofenbetriebe bedienen können, wenn die Ankaufspreiſe für gleiche Gewichtstheile Steinkohlen und Koaks ſich etwa wie 1 zu 1,818 verhalten. Dieſe Zahlenverhältniſſe beziehen ſich natürlich nur auf die vorausgeſetzte Beſchaffenheit der Steinkohlen und auf die angenommene größere Wirkung der im Hohofen ſelbſt erzeugten und der durch abſichtliche Verkoakung dargeſtellten Koaks, in dem Verhältniß von 55 zu 50. Bei jeder veränderten Beſchaffenheit der Steinkohle würde die Berechnung anders ausfallen.

Aus dem gewählten Beiſpiel ergibt ſich wenigſtens, daß bei allen Steinkohlen, welche bei der Verkoakung nur 50 Gewichtsprozente darſtellbare Koaks geben, nichts Unerwartetes oder Ueberraſchendes darin liegen kann, wenn 100 Gewichtstheile Steinkohlen im Schachte der Hohöfen nicht den Effekt von 50, ſondern von 55 Gewichtstheilen Koaks liefern, daß es aber ein ſchwer erklärbarer Erfolg ſeyn würde, wenn ſich dies Gewichtsverhältniß ſehr bedeutend zu Gunſten der rohen Steinkohle erhöhen und wenn ſogar die Wirkung von einem Gewichtstheil Steinkohlen derjenigen von einem Theil Koaks aus dieſer Steinkohle gleichkommen ſollte. Bei einem ſolchen Erfolge würden 100 Volumina der letztern nicht der Wirkung von 110, ſondern von 200 Maastheilen der daraus bereiteten Koaks gleich kommen müſſen, ein Verhältniß, welches man wirklich gefunden zu haben glaubt und welches ſo höchſt unerwartet iſt, daß eine weit genauere Prüfung nothwendig zu ſeyn ſcheint, als es bei den bis jetzt bekannt gewordenen Reſultaten möglich geweſen iſt.

Der allgemeinen Anwendung der rohen ſtatt der verkoakten Steinkohle ſteht ein Umſtand entgegen, der von dem Aggregatzuſtande der Koaks abhängig iſt. Alle Steinkohlen, die ſich beim Verkohlen ſehr ſtark aufblähen, ſind im rohen Zuſtand in den Schächten der Eiſenhohöfen unanwendbar, weil ſie ein dichtes Gewölbe im Ofenſchachte bilden und den Durchgang des Winds verhindern. Es können daher nur Sand- und Sinterkohlen oder höchſtens doch nur ſchwach backende Steinkohlen im unverkoakten Zuſtand in den Eiſenhohöfen angewendet werden.

Unter allen Arten Steinkohlen hat man zuerſt die unter dem Namen Anthracit bekannte Varietät der Sandkohle in Hohöfen angewendet und zwar in Frankreich zu Vizille (Depart. de l'Iſère) und in Wales zu Yniſcedwyn. Ueber den letztern Fall haben wir bereits einige Notizen mitgetheilt, er iſt auch neuerdings von Daubrée in den **Annales des Mines, 3 Sér. Tome 14, p. 25 etc.** ausführlicher betrachtet worden. Die Reſultate von Vizille (wo die Sache ſpäter äußerer Verhältniſſe halber wieder aufgegeben wurde)

ſind bereits vor mehreren Jahren von **Robin** bekannt gemacht worden. Aus beiden theilen wir das Wichtigſte mit.

Der Anthracit von Vizille enthält 2,7 Proz. Aſche, gibt bei trockner Deſtillation 94 Kohle und bei der Glätteprobe einen Bleiregulus von 31,6. Er zerſpringt im Feuer, enthält viel Schwefelkies, zieht nach der Calcination wieder faſt 4 Proz. Feuchtigkeit an. Das Erz iſt hauptſächlich ein Spatheiſenſtein mit viel kohlenſaurer Magneſia. Der Hohofen iſt 13 Meters hoch, oben auf der Gicht 1,2 Meter und im Kohlenſacke 3,15 Meter weit. Das Geſtell hat eine Höhe von 1,8 Meter und empfängt den Wind durch drei Formen, von denen ſich eine auf der Form-, die zweite auf der Wind- und die dritte auf der Rückſeite dem Tümpel gegenüber befindet. Eine Maſchine von 80 Pferdekräften betreibt das Gebläſe. Im April 1827 ward der Ofen zum erſten Mal angeblaſen, zuerſt mit Koaks von Rive de Gier. Bei reinen Koaks ging die Arbeit vortrefflich und man fing nun an, den zehnten Theil (dem Gewichte nach) der Koakgicht durch Anthracit zu erſetzen, dann zwei Zehntheile anzuwenden u. ſ. f. Die erſten drei Zehntheile Anthracit bewirkten keine Veränderung im Gang, als aber das vierte und das fünfte Zehntheil geſetzt worden waren, fiel ein Bruch beim Gebläſe vor, der zum Niederblaſen des Ofens nöthigte. Er ward zum zweiten Mal im Januar 1828 wieder in Betrieb geſetzt. Man hielt den Erzſatz immer ſchwach, um ſtets ganz graues Eiſen zu bekommen. Man wendete ſogleich ein Gemenge von 0,5 Koaks und 0,5 Anthracit an, weil man bis zu dieſem Verhältniß bei der erſten Campagne ſchon ohne Nachtheil geſtiegen war. Als ſich das erſte Erz vor den Formen zeigte, ward das Gebläſe angelaſſen und der Wind durch die beiden Formen auf der Form- und auf der Windſeite in das Geſtell geführt. Weil er aber nur eine geringe Preſſung von 20,7 Linien erhielt, ſo füllte ſich das Geſtell mit ungeſchmolzener Beſchickung an, die Gichten erfolgten ſehr langſam, der zu Pulver zerfallene Anthracit hemmte den Durchgang des Winds und man öffnete nun die dritte Form auf der Rückſeite und erhöhte die Preſſung des Winds bis 62 Linien Queckſilberhöhe. Trockne Arbeit im Geſtell, ſchwarze Schlacke und weißes Eiſen nöthigten, den Kohlenſatz blos aus Koaks beſtehen zu laſſen, um den Gang des Ofens erſt zu verbeſſern. Die dritte Form, dem Tümpel gegenüber, ward wieder geſchloſſen. Kaum waren die reinen Koakgichten nach und nach bis in das Geſtell gerückt, ſo verbeſſerte ſich der Gang des Ofens ſo bedeutend, daß man gaare Schlacke und graues Roheiſen erhielt. Die vorher ſchwache und kaum leuchtende Gichtenflamme erhob ſich ſchnell und hatte alle Kennzeichen der Gaarflamme. Nun verminderte man die Windpreſſung bis auf 49 Linien Queckſilberhöhe, ſetzte zuerſt wieder 0,1 und bald darauf 0,2 Anthracit zur Koakgicht, ohne daß ſich bei demſelben Erzſatz der Gang des Ofens veränderte.

Bei 0,3 Zuſatz blieb der Ofengang zwar auch noch unverändert, allein das Geſtell füllte ſich mit Löſche. Der Gichtenwechſel ward ſchwächer und der Wind wollte nicht mehr ungehindert auf der Gicht abziehen. Bei 0,4 Zuſatz dieſelben Erſcheinungen; auch bei 0,5 Zuſatz zeigte ſich der Gang des Ofens, bei gehöriger Aufmerkſamkeit und Reinigung des Geſtells von der Löſche, immer noch *untadelhaft*. Zur Steigerung des Verhältniſſes von 0,6 Anthracit zu 0,4 Koaks entſchloß man ſich erſt ſpät. Aber auch bei dieſem Verhältniß zeigte ſich durchaus nichts Nachtheiliges. Erſt bei 0,7 Anthracitzuſatz fiel das Eiſen halbirt aus und wollte nicht grau werden, wogegen ſich die Schlacke mit ganz weißer Farbe zeigte, während ſie bei grauem Roheiſen immer bläulich gefärbt war. Zuweilen erhielt man aber auch eine ganz gaare Schlacke bei weißem Eiſen, womit dann aber auch immer ein langſamer Gichtenwechſel verbunden war. Bei 0,8 Zuſatz ward der Ofengang unregelmäßig; das Geſtell ließ ſich kaum mehr von der Löſche frei erhalten; das Eiſen ging aus dem halbirten in den weißen Zuſtand über, wobei die Schlacken alle mögliche Farben zeigten, ſogar die bläuliche. Auf der Gicht war kaum noch ein Rothglühen zu bemerken, die Gichten gingen unregelmäßig und der Wind wollte nicht mehr durchdringen. Dennoch entſchloß man ſich, 0,9 Anthracit anzuwenden, wobei ſich jene Erſcheinungen in einem noch höhern Grade zeigten. Die Gichten rückten außerordentlich langſam nieder und das weiße Roheiſen fing ſchon an ſehr matt zu werden, ſo daß man glauben mußte, daß ſich der Anthracitzuſatz nicht über 0,8 hinaus verſtärken laſſe. Bei dem ſchon mißlichen Gange des Ofens war nicht viel mehr zu hoffen und man ſetzte daher 4 Tage lang Kohlengichten aus ganz reinem Anthracit beſtehend. Dadurch ward die Arbeit im Geſtell noch ſchwieriger. Auf der Gicht zeigte ſich faſt gar keine Flamme mehr; der Wind ſchlug aus dem Vorheerd und aus den Formen zurück und warf oft Schlacke, Kohlen und ſogar Eiſen aus dieſen Oeffnungen heraus. Das Eiſen ward dabei ſo matt, daß es nicht mehr abgeſtochen werden konnte, weshalb man ſich zum Aufbrechen des Vorheerds entſchließen mußte. Sodann ging man bis zu einem Verhältniß von 0,7 Anthracitzuſatz zurück; weil indeß der Wind auch bei dieſem Verhältniß nicht durchdringen konnte, ſo war man abermals genöthigt, ganz reine Koakgichten anzuwenden, wodurch man mit vieler Mühe einen leidlichen Gang des Hohofens wieder herſtellte und die Windpreſſung nach und nach bis 71 Linien Queckſilberhöhe verſtärkte. Aber auch bei dieſer außerordentlich ſtarken Preſſung des Winds gelang es nur mit großer Mühe und indem man die Gichten bis 10 Fuß niedergehen ließ, alſo den Ofen nicht ganz angefüllt hielt, nach und nach wieder einen regelmäßigen Ofengang bei bloßen Koaks zu erzwingen. Dann ſchritt man wieder zu einem Zuſatz von 0,7 Anthracit, wobei man ſtehen blieb, um den Erzſatz zu er-

mitteln, den man bei dieſem Verhältniß geben könne. Die Reſultate fielen nicht befriedigend aus, ohne Zweifel weil der Gang des Ofens durch die vielen Störungen ſchon ſehr unregelmäßig geworden war.

Die Anthracitkohle von Yniſcedwyn iſt nach Daubrée hart und feſt, von halbmetalliſchem Glanz und muſchligem Bruch; ſpec. Gewicht 1,348. Die Kohle färbt nicht ab und zerſpringt nicht im Feuer wie die von Lamure, welche ſich auch wegen dieſer Eigenſchaft nicht ſo gut zum Hohofenbetrieb eignet. Mit Glätte gibt ſie einen Regulus von 32 und ſie läßt bei der Verkohlung 94 Proz. zurück. Beim Verbrennen umgibt ſich der Anthracit von Wales mit einer kurzen, hellen Flamme, ohne Rauch und von kurzer Dauer. Er berſtet dabei etwas auf, ohne ſeine äußere Geſtalt zu verlieren. Er enthält Schwefelkies, weshalb man ihn in Haufen bringt, in deren Mitte (wie bei der Koakbereitung) eine Abzugseſſe angebracht iſt und ihn in dieſen Haufen ſtark erhitzt, eine Operation, die 3 bis 4 Tage dauert. Der Anthracit wird zum Malztrocknen, wozu er ſich, weil er ohne Rauch brennt, ſehr gut eignet, in großer Menge ausgeführt. Auch die Brauer und Brenner in London wenden ihn, mit Steinkohle von Newcaſtle gemengt, häufig an, ſo wie man ſich eines ſolchen Gemengs zur Feuerung der Dampfmaſchinenkeſſel ebenfalls bedient. Das Eiſenerz, welches zu Yniſcedwyn verſchmolzen wird, iſt ein in Nieren und in ſchwachen Schichten vorkommendes Erz im Thonſchiefer aus der Steinkohlenformation, das häufig Schwefelkies und bis 0,4 Proz. Phosphorſäure enthält. Das Erz wird geröſtet und verliert dabei 20 bis 30 Proz. am Gewicht. Der Eiſengehalt des rohen Erzes variirt zwiſchen 18 und 55 Proz. Die verſchiedenen Erzſorten werden ſo beſchickt, daß ſie einen mittlern Eiſengehalt von 30 — 33 Proz. erhalten und weil ſie beim Röſten den angegeben Verluſt erleiden, ſo wird das geröſtete und beſchickte Erz im mittlern Durchſchnitt zu 40 Proz. Eiſen ausgebracht. Dies beſchickte und geröſtete Erz beſteht nach Daubrée aus:

| | | |
|---|---|---|
| Eiſenoxyd | 61,01 | |
| Kalk | 1,71 | |
| Thon | 4,58 | Thon |
| Kieſelerde | 27,60 | |
| Flüchtige Beſtandtheile | 5,20 | |
| | 100. | |

Als Zuſchlag wird Kohlenkalkſtein angewendet.

Das Gebläſe liefert den Wind für drei Hohöfen, die jetzt mit Anthracit betrieben werden. In der Minute erfolgen 10,500 Kubikfuß mit 2½ Pfd. engl. Preſſung oder mit 12,5 Centimeter Queckſilberhöhe. Die Erhitzung des Winds geſchieht in einem Cal-

derſchen Apparate. Der Gang des Ofens bei Anthracit und heißem Winde, deſſen Temperatur 310 Centigrade beträgt, unterſcheidet ſich von dem früheren bei Koaks und kaltem Winde nur durch die weit höhere Temperatur im untern Theile des Hohofens. Die Formen ſind dabei ſtets hellleuchtend, ſtatt daß die frühern weniger ſtark leuchteten. Es zeigen ſich im Geſtell zwar hin und wieder Stücken von unzerſtörtem Anthracit, welche aber auf den Gang des Ofens und auf die Arbeiten im Geſtell keinen Einfluß äußern. Der obere Theil des Hohofens ſcheint weniger ſtark als früher bei der Anwendung von Koaks erhitzt zu ſeyn. Auf der Gicht erhebt ſich nur eine ſchwache, bei Tage kaum ſichtbare Flamme und die oberſten Gichten ſcheinen nur ſchwach erhitzt zu ſeyn. Es iſt auffallend, daß bei der ſtarken Hitze im Geſtell und im untern Theile des Ofens und bei dem ſtarken Winde doch ſo wenig Hitze im Ofen verloren geht. Unter dem Tümpel bricht faſt immer eine 2 — 3 Fuß hohe, weiße Flamme hervor, die einen ſchwachen Schwefelgeruch verbreitet. Seit der Anwendung des Anthracits hat man den Kalkſteinzuſchlag um 25 Proz. vermindern können, ohne nachtheiligen Einfluß auf die Beſchaffenheit der Schlacke, die jetzt gewöhnlich glasartig und an den Kanten durchſcheinend iſt; ſie enthält 3,1 Eiſenoxydul. — Das Roheiſen verhält ſich beim Abſtechen ganz ruhig, zeigt ſich außerordentlich flüſſig und erſtarrt langſamer als früher. Es iſt vollkommen grau, von mittlerer Größe des Korns, weich und läßt ſich unter dem Hammer anſehnlich ausbreiten. Dabei beſitzt es viel Feſtigkeit und iſt daher zur Anfertigung von Gußwaaren beſonders geeignet. Nach der Analyſe enthält das Roheiſen in 100 Theilen:

| | |
|---|---|
| Kohle . . . . . | 2,30 |
| Silicium . . . . | 1,30 |
| Schwefel . . . . | 0,30 |
| Phosphor . . . . | 0,48 |
| | 4,38. |

Die wöchentliche Roheiſenproduktion iſt 34 — 39 Tonnen und zu einer Tonne (20 Ctr.) Roheiſen werden eine Tonne ſieben Ctr. Anthracit im Hohofen (mit Ausſchluß des Kohlenverbrauchs bei der Dampfmaſchine und bei dem Windheizungsapparat) verbraucht.

Was nun die eigentlichen, mehr fetten Steinkohlen anlangt, ſo hat man damit in Frankreich zu Decazeville (Aveyron) und in England an vielen Orten günſtige Reſultate erlangt. Ueber den erſten Fall iſt (durch die Herren Coſte und Perdonnet, **Voyage métallurgique, I. 376 etc.**) Folgendes bekannt: Man fing damit an, zu einer Koaksgicht von 250 Kilogrammen 25 Kilogramme rohe Steinkohle anzuwenden und dagegen 25 Kilogr. Koaks abzubrechen. Als dieſe Gichten nach 2 oder 3 Tagen vor die Form gekommen

waren, wurden abermals 25 Kilogr. Koaks durch 25 Kilogr. rohe Steinkohlen erſetzt. Auf ſolche Weiſe gelangte man durch allmälige Steigerung ſehr ſchnell dahin, die Kohlengicht aus ⅔ Steinkohle und ⅓ Koaks beſtehen zu laſſen, ohne beim Erzſatz eine Veränderung vorzunehmen und ohne daß der Gang des Ofens darunter gelitten hätte. Als man aber das Verhältniß der rohen Kohle zu den Koaks noch mehr ſteigern wollte, verminderte ſich der Gichtenwechſel, der Ofen fing an ſich abzukühlen und man hielt es für gerathen, das Verhältniß der Koaks zu den rohen Kohlen wieder zu erhöhen. Nachdem der Ofen wieder in guten Gang gekommen war, wurden die Verſuche in der Art wiederholt, daß man, ſtatt den Zuſatz von Koaks zu verſtärken, vom Erzſatze nach und nach etwas abbrach und auf dieſe Weiſe gelangte man dahin, die Koaks vollſtändig durch rohe Steinkohle zu erſetzen. In ſehr kurzer Zeit hatte man die Erfahrung gemacht, daß 200 Kilogr. Koaks durch 250 Steinkohlen bei kaltem Winde zu Decazeville vertreten werden können und daß man, um die Koaks unmittelbar durch Steinkohlen zu erſetzen, die Beſchickung zuerſt um ⅓ oder ¼ des Gewichts ermäßigen müſſe, um den Erzſatz dann nach und nach wieder bis zu dem Punkte zu erhöhen, wie der Gang des Hohofens es geſtattet. Die Erfahrung hat gelehrt, daß die Produktion bei Steinkohlen eben ſo groß wie bei Koaks geblieben iſt, auch daß man bei der Anwendung von rohen Steinkohlen etwas weniger Kalkſtein als Zuſchlag anwenden kann. — Der Kalkgehalt der Schlacke iſt geringer als bei Betrieb mit Koaks. Der Schwefelgehalt aber iſt größer. Die Beſchaffenheit des Roheiſens blieb unverändert. Die Steinkohle muß in großen Stücken angewendet werden und mit Sorgfalt ausgeſucht ſeyn. Ganz magere Sandkohlen zerfallen leicht zu Pulver, welches vor die Formen kommt, ohne zu verbrennen, wobei der Gang des Ofens gefährdet wird, weshalb ſolche Kohlen vorſichtig zurückgelegt werden müſſen. Am mehrſten geeignet ſind die Sinterkohlen, die auf der Grenze der Backkohlen ſtehen und welche auch ſonſt zum Verkoaken am vorzüglichſten ſind. Nicht alle Arten von Eiſenerzen laſſen ſich bei rohen Steinkohlen verſchmelzen. Dahin gehören die ſtrengflüſſigen, welche entweder mit andern leichtflüſſigen Erzen oder mit Schlacken aus den Schweißöfen gattirt werden müſſen. Die Oefen zu Decazeville ſind 15—16,8 Meter hoch, auf der Gicht 1,4 bis 2,3 Meter und im Kohlenſack 4,3 bis 5 Meter weit. Die Neigungswinkel der Raſt betragen 50 bis 64 Grad.

In Wales wendet man ebenfalls Steinkohlen bei kaltem Wind an, doch iſt über die Reſultate nichts Genügendes bekannt. In Schottland und Nordengland hat man dagegen die Steinkohlen erſt bei Einführung des heißen Winds aufgenommen. Nachrichten ſind von folgenden Orten da: Auf den Clydewerken conſumirt man auf 1 Tonne Roheiſen bei 322° heißem Winde 2 Tonnen Stein-

kohlen und 7 Centner Kalkzuſchlag (früher bei 232° Lufthitze 1 Tonne 6 Centner Koaks = 4 Tonnen 6 Centner rohe Kohle und und 6 Centner Kalkzuſchlag). Die Steinkohlen geben 69 Proz. Sinterkoaks und darin 4,6 Proz. Aſche. Der Gang des Ofens iſt in jeder Hinſicht erwünſcht. — Zu Calder iſt die Conſumtion genau dieſelbe, obgleich die dortige Steinkohle nur 55 Proz. Koaks und darin 4 Aſche liefern ſoll. Auch zu Butterley bei Derby, Codnor Park, Wenesbury conſumirt man jetzt per Tonne Roheiſen 2 Tonnen 9 bis 18 Centner Steinkohlen, d. h. durchſchnittlich die Hälfte des frühern Verbrauchs.

## Ueber den Betrieb der Hohöfen mit einem Gemenge von Holzkohlen und Koaks.

Bei dem zunehmenden Mangel an Holz in manchen Gegenden iſt es von Intereſſe, die Holzkohlen theilweiſe durch Koaks zu erſetzen. Zwar könnte mit Recht die Bemerkung gemacht werden, daß für den Fall, wenn ſich die Holzkohlen durch Koaks theilweiſe mit ökonomiſchen Vortheilen erſetzen laſſen, ein vollſtändiger Erſatz nicht minder vortheilhaft ſeyn müſſe. Es werden aber Hüttenwerke in den Fall kommen können, ihre Produktion beſchränken zu müſſen, weil es ihnen an einer zureichenden Menge von Kohlenholz fehlt, ſo daß die theilweiſe Anwendung der Koaks ſelbſt bei etwas geringern Vortheilen noch zweckmäßig bleibt; oder es ſollen die Vortheile, welche der Betrieb der Hohöfen mit Holzkohlen hinſichtlich der größern Güte des Produkts gewährt, nicht ganz aufgegeben, ſondern ein Produkt dargeſtellt werden, welches immer noch beſſer iſt als das bei Koaks dargeſtellte, wenn es auch die Güte des bei Holzkohlen erblaſenen Roheiſens, beſonders für den Friſchproceß, nicht vollkommen erreichen ſollte.

Zu Torteron (Cher) wird der Hohofen bei heißem Winde mit einem Gemenge von Holzkohlen und von Koaks (von Saint-Etienne) betrieben. Obgleich die Anwendung des heißen Winds die erwarteten günſtigen Erfolge nicht zeigte, ſo war das erzeugte Roheiſen doch zur Gießerei vortrefflich geeignet. Schon einige Jahre lang geht der Ofen mit dieſem Gemenge ſehr regelmäßig und es gehen täglich 42 bis 44 Gichten in faſt ganz gleichen Zeitintervallen nieder. Bei Erzen, die ein Roheiſenausbringen von etwa 35 bis 37 Proz. gewähren, wurden zu 100 Gewichtstheilen Roheiſen zuerſt 148 Holzkohlen und 5 Koaks verbraucht. Sodann ward von den Holzkohlen immer mehr abgebrochen und mit dem Zuſatz von Koaks geſtiegen, ſo daß man 1837 ein Verhältniß von 154 Gewichtstheilen Koaks zu 36 Holzkohlen bei den Kohlengichten anwendet, ohne daß die Güte des Roheiſens ſich verändert haben ſoll.

Zu la Guerche (Cher) wird ein Hohofen bei kaltem Winde mit einem Gemenge von ⅔ Holzkohlen und ⅓ Koaks, dem Gewichte nach, betrieben, unter Erfolgen, die mit denen zu Torteron ganz übereinſtimmen.

Zu Feularde (Cher) ſetzt man bei kaltem Wind 160 Gewichtstheile Koaks in der Wirkung 100 Gewichtstheilen Holzkohle gleich.

Die beiden Hohöfen zu Hayange werden bald mit Koaks allein, bald mit Holzkohlen allein, bald mit einem Gemenge von Koaks und Holzkohlen geſpeiſt, je nachdem man Gelegenheit hat, dies oder jenes Brennmaterial wohlfeiler zu beziehen, oder auch je nachdem man Roheiſen von verſchiedener Beſchaffenheit darſtellen will. Ganz leicht iſt es dabei nicht, die Preſſung des Winds zu reguliren. Zu Torteron beträgt die Preſſung bei reinen Holzkohlen ¾ Pfd. auf den Quadratzoll, bei einem Gemenge von der Hälfte Koaks und der Hälfte Holzkohlen (dem Gewichte nach) 1¼ Pfd., bei dichten und feſten Koaks 2—2½ Pfd. und bei leichten Koaks nur 1¼—1¾ Pfd. auf den Quadratzoll. Zu Hayange ſetzt man die Wirkung von einem Gewichtstheil Holzkohle derjenigen von 1,54 Theile Koaks gleich. Bei reinen Holzkohlen wird eine Windpreſſung von ¾ Pfd. auf den Quadratzoll angewendet; bei einem Gemenge von ⅘ Holzkohlen und ⅕ Koaks iſt die Windpreſſung nahe ein Pfd. auf einen Quadratzoll. Das mit einem Zuſatze von Koaks erzeugte Roheiſen kann nicht, ſo wie das reine Holzkohlenroheiſen, ohne Vorbereitung in den Puddlingsfriſchöfen verfriſcht werden, ſondern es wird vorher mit Puddlingsfriſchſchlacke in einem Flammofen geweißt, bei welcher Operation kein Gewichtsverluſt Statt finden ſoll. 150 Gewichtstheile von dieſem Weißeiſen werden mit 250 Pfd. Holzkohlenroheiſen in den Puddlingsöfen verfriſcht, wobei Stabeiſen erhalten wird, welches zur Blechfabrikation vollkommen geeignet iſt.

Zu Geislautern im Saarbrückſchen hat man vor kurzer Zeit ebenfalls angefangen, ein Gemenge von Koaks und Holzkohlen anzuwenden. Von den Holzkohlen aus hartem Holze (Buchen und Eichen) wiegt ein rheinl. Kubikf. im Durchſchnitt 13,5 preuß. Pfd. und 1 c′ Koaks im Durchſchnitt 26,5 Pfd. Nach den zu Hayange gemachten Erfahrungen müßte folglich ein Kubikfuß = 13,5 Pfd. Holzkohlen in der Wirkung gleich ſeyn 20,79 Pfd. oder 0,785 c′ Koaks, ein Verhältniß, dem man auch zu Geislautern ziemlich nahe gekommen zu ſeyn glaubt.

Zu Neuenkirchen im Saarbrückſchen ſind Verſuche mit einem Gemenge von Koaks und Holzkohlen ſchon vor längerer Zeit angeſtellt worden. Man iſt mit dem Zuſatze von Koaks bis zu ⅓ der Kohlengicht, dem Gewichte nach, geſtiegen, iſt aber der Anſicht, daß man nicht mehr als ⅓ Koaks, dem Gewichte nach, anwenden dürfte, um gutes Roheiſen zu erhalten. Bei kaltem Wind iſt die

Beſchaffenheit des Eiſens zur Gießerei gut und zum Verfriſchen nicht im bemerkbaren Grade ſchlechter geweſen, als die des bei reinen Holzkohlen erzeugten Roheiſens. Bei heißem Wind hat ſich das Roheiſen zwar gut vergießen laſſen, aber die Haltbarkeit der Gußwaaren hat ſich vermindert. Für den Friſchproceß ſoll das ſo erblaſene Roheiſen einen 7—8 Proz. geringern Werth als das reine Holzkohlenroheiſen erhalten, die Arbeit erſchwert und nicht ſo gutes Stabeiſen geliefert haben.

Auf der Asbacher Hütte im Saarbrückſchen erfolgen aus 648 K' Rheinl. hartem Holz (Eichen und Buchen) 300 K' Holzkohlen mit einem Gewichte von 14 Pfd. für 1 K'. Die Koaks ſollen im Durchſchnitt ein Gewicht von 30 Pfd. für 1 Rheinl. Kubikfuß haben. Bis jetzt beſteht die Kohlengicht nur aus $\frac{11}{12}$ Holzkohlen und $\frac{1}{12}$ Koaks, dem Volumen nach, wobei der Erzſatz dergeſtalt erhöht werden konnte, daß 1 K' Holzkohlen ſo viel leiſten, als 0,703 K' Koaks oder 1 Gewichtstheil Holzkohlen ſo viel, als 1,506 Gewichtstheil Koaks. In der Beſchaffenheit der Gußwaaren war keine Verſchiedenheit bemerkbar.

Zu Gräfenbach im Saarbrückſchen wendet man dem Volumen nach $\frac{2}{3}$ Holzkohle und $\frac{1}{3}$ Koaks an. Die Wirkung der Koaks im Vergleich zu derjenigen der Holzkohlen wird hier ebenſo angegeben wie zu Asbach. Die Windpreſſung bei dieſem Gemenge betrug $1\frac{1}{2}$ Pfd. auf den Quadratzoll.

Zu Rheinböllen im Saarbrückſchen befinden ſich zwei Oefen von 30 und 33' Höhe. Jeder Ofen hat zwei Formen, die einander gegenüber liegen. Die kreisrunde Oeffnung der Düſen beträgt $1\frac{1}{2}$'' im Durchmeſſer. Jeder Ofen erhält 5—600 K' erhitzten Wind von atmoſphäriſcher Dichtigkeit in der Minute. Die Windpreſſung bei Holzkohlen beträgt $\frac{3}{4}$ Pfd., bei einem Gemenge von Koaks und Holzkohlen $1,1\frac{1}{4}$—$1\frac{1}{2}$ Pfd. auf den Quadratzoll. Bei reinen Holzkohlen beſtand die Kohlengicht aus 24 K' oder (den Kubikfuß Holzkohlen zu 14 Pfd. gerechnet) aus 336 Pfd. Holzkohlen. Auf dieſe Kohlengicht wurden geſetzt: 660 Pfd. Eiſenerz, 110 Pfd. Kalkſtein, 115 Pfd. Brucheiſen, Eingüſſe und Waſcheiſen (aus den Schlacken gepochtes Roheiſen). Aus den 660 Pfd. Eiſenerz erfolgen 231 Pfd. Roheiſen, in Gußwaaren, Brucheiſen und Waſcheiſen, alſo werden die Erze zu 35 Proz. ausgebracht. Nimmt man auf den Kohlenverbrauch zum Durchſchmelzen des Brucheiſens nicht Rückſicht, ſo würden zu einem Gewichtstheil Roheiſen 1,454 Gewichtstheile oder zu 100 Pfd. Roheiſen 10,4 K' Holzkohlen erforderlich ſeyn, ein Kohlenverbrauch, der ſich allerdings vermindert, wenn der — nicht genau bekannte — Kohlenaufwand für das Durchſchmelzen des Roheiſens mit berückſichtigt wird. — Bei dem Betriebe mit einem Gemenge von Holzkohlen und Koaks wurden (den Kubikf. Koaks zu 25 Pfd. gerechnet) auf eine Kohlengicht von

16 K′ Holzkohlen = 224 Pfd. Holzkohlen und 6 K′ Koaks = 150 Pfd. Koaks geſetzt: 660 Pfd. Eiſenerz, 137½ Pfd. Kalkſtein, 115 Pfd. Brucheiſen, Eingüſſe und Waſcheiſen. — Es ergibt ſich nun, daß 6 K′ oder 150 Pfd. Koaks einen vollſtändigen Erſatz für 8 C′ oder für 112 Pfd. Holzkohlen geleiſtet haben.

Zu Rübblingshauſen bei Olpe, im Bergamtsbezirk Siegen, hat man verſuchsweiſe acht Tage lang ein Gemenge von Holzkohlen und Koaks angewendet. Man verſchmelzt auf dieſer Hütte Spath- und Brauneiſenſtein. Die Kohlengicht beſteht aus 8½ Schffl. oder, den Scheffel zu $1\frac{7}{9}$ Rheinl. Kubikfuß, aus 15,1 K′ Kohlen. Der Kubikfuß Holzkohlen wiegt 13,5 Pfd. Berl. Die Koaks aus Steinkohlen aus der Grafſchaft Mark ſind beſonders leicht, indem das Gewicht von 1 K′ nur 21,44 Pfd. Berl. beträgt.

Die gewöhnliche Holzkohlengicht von 8½ Schffln. oder von 15,1 K′ trägt 3,3125 Schffl. Beſchickung (die aus 55 Schffln. Spatheiſenſtein, 45 Schffln. Brauneiſenſtein und 3 Schffln. Kalkſtein zuſammengeſetzt iſt). Bei der Anſtellung des Verſuchs ward mit dem verſtärkten Zuſatze von Koaks ſchnell geſtiegen; in den letzten Tagen beſtanden die Gichten aus 2½ Schffln. = 4,44 K′ Holzkohlen und 6 Schffln. = 10,66 K′ Koaks. Das Volumen der Kohlengichten blieb daher unverändert und der Erſatz ward nach der Tragfähigkeit erhöht. Bei dem angegebenen Verhältniß der Holzkohlen zu den Koaks wurden 4,06 Schffl. von derſelben Beſchickung geſetzt, von welcher die reine Holzkohlengicht nur 3,3125 Schffl. trug. Es folgt daraus, daß 10,66 K′ Koaks 0,7475 Schffl. Beſchickung mehr getragen haben, als eben ſo viel Kubikfuß Holzkohlen. Hiernach ſind 100 K′ Holzkohlen in der Wirkſamkeit 75 K′ Koaks gleichzuſetzen und 100 Pfd. Holzkohlen haben die Wirkung von 123 Pfd. Koaks geleiſtet, in ſofern das Gewicht von 1 K′ Holzkohlen = 13,5 Pfd. und das von 1 K′ Koaks = 21,44 Pfd. geweſen iſt.

Nach dieſen allgemeinen Betrachtungen über den Hohofenbetrieb wenden wir uns zu ſpeciellen Bemerkungen über dieſen Gegenſtand und handeln zuvörderſt

## I. von dem mit Holzkohlen producirten Roheiſen.

Wir theilen daher die Erfahrungen über den Betrieb des Hohofens zu Saynerhütte bei Koblenz mit erhitzter Gebläſeluft mit*), da Hohofen, Erhitzungsapparat und Betrieb dieſes vortrefflichen Werks gleich muſterhaft ſind.

---

*) Aus einer Abhandlung des Dirigenten von jenem Werke, Hrn. Oberhütteninſpektors Schäffer in Karſtens Archiv, zweite Reihe, Band 8, S. 429 ꝛc. Die Tafeln 18 und 29 ſind jedoch aus dem Atlas du Mineur et du Métallurgiste entlehnt.

Der Betrieb der Saynerhütte iſt vorzüglich auf Gußwaarenerzeugung gerichtet und nur das Roheiſen, was die Gießerei nicht verbraucht, wird zum Verfriſchen verkauft. Die vorhandenen Betriebsvorrichtungen beſtehen aus einem Hohofen, vier Flammöfen, zwei Kupolöfen und aus großen Bohr- und Drehmaſchinen.

Der Hohofen wird mit Holzkohlen betrieben, von denen etwa $\frac{1}{5}$ aus Eichenholz und $\frac{4}{5}$ aus Buchenholz dargeſtellt ſind. Sie ſind im Ganzen von ſehr guter Beſchaffenheit und das Gewicht eines Rheinländiſchen Kubikfußes derſelben, mit Einſchluß der Zwiſchenräume oder ſo wie ſie gemeſſen werden, beträgt durchſchnittlich 14 bis 16 Kölln. Pfd. Die Eiſenſteine, welche verſchmolzen werden, beſtehen aus dichten und faſrigen Brauneiſenſteinen von den Gruben Louiſe und Friedrich Wilhelm bei Horhauſen, welche auf Gängen bauen, die in Grauwacke aufſetzen. In chemiſcher Hinſicht iſt faſt gar kein Unterſchied unter beiden Eiſenſteinen vorhanden, allein in hüttenmänniſcher Hinſicht verhalten ſie ſich der mitbrechenden Gangarten wegen ſehr verſchieden, indem bei dem Louiſer Eiſenſtein weniger Quarz, aber viel, ſowohl dichtes als kryſtalliſirtes Manganerz vorkommt, bei dem Friedrich Wilhelmer Eiſenſtein hingegen dieſes faſt gar nicht, wohl aber viel Quarz ſich findet. Es eignet ſich daher auch der letztere Eiſenſtein beſſer für die Gießerei und der erſtere beſſer zur Roheiſenerzeugung für die Stabeiſenfabrikation. Schädliche Mineralien für den Hüttenbetrieb, als Kupferkies, Schwefelkies, Schwerſpath, phosphorſaure Foſſilien und dergleichen mehr kommen nicht vor und das Erz zeichnet ſich daher durch ſeine große Reinheit aus.

Außer dieſen beiden Hauptſorten wird noch eine dritte Sorte Eiſenſtein als Zuſatz zur Erlangung eines dünnflüſſigen Gußeiſens von der Grube Kaltenborn mit verſchmolzen. Es iſt dies auch ein dichter Brauneiſenſtein, der aber weniger Eiſenoxyd und mehr Kieſelerde als der Horhauſer Eiſenſtein enthält.

Zuweilen wird auch für eine kurze Zeit Spatheiſenſtein zur Erzeugung von Rohſtahleiſen verſchmolzen. Dieſer wird auf der Grube Georg bei Horhauſen gewonnen und bricht auf einem ſehr mächtigen Gang im Uebergangsgebirge. Er iſt von grobblättrigem Gefüge, häufig mit Quarzadern durchzogen. Die mitbrechenden Mineralien ſind: Schwefel- und Kupferkies, Bleiglanz, Fahlerz und Zinkblende. Man ſucht ſie zwar durch ſorgfältige Scheidung zu trennen, jedoch iſt dies bei dem Schwefel- und Kupferkies nicht immer ganz möglich. Der Kalk, welcher als Zuſatz beim Schmelzen gebraucht wird, iſt dichter Uebergangskalkſtein von graulicher Farbe. Man erhält ihn von Diez an der Lahn, wo er in großen Maſſen vorkommt und dort auch zu verſchiedenen Gegenſtänden als Marmor bearbeitet wird.

Die Conſtruktion des Hohofens iſt aus der Zeichnung Taf. 7 zu erſehen. Der Schacht iſt rund und aus feuerfeſten Thonſteinen aufgeführt. Das Geſtell iſt in der Höhe der Formen oval und an der Raſt rund. Der untere Theil bis an die Form, ſo wie auch der Tümpelſtein, beſtehen aus feuerfeſtem Sandſtein, das übrige iſt aus Maſſe, die aus $\frac{5}{6}$ feuerfeſtem Sand und $\frac{1}{6}$ reinem Thon zuſammengeſetzt iſt, geſtampft.

Die Dimenſionen des Schachts und des Geſtells ſind:

| | | |
|---|---|---|
| Höhe des Geſtells . . . . . . . . . | 4′ | 10″ |
| Höhe der Raſt . . . . . . . . . | 4′ | 5″ |
| Cylindriſche Höhe der größten Weite . . . . | 2′ | 6″ |
| Höhe von da bis zur Gicht . . . . . | 22′ | 3″ |
| Ganze Höhe des Schachts . . . . . . | 34′ | —″ |
| Weite der Gicht . . . . . . . . . | 3′ | $3\frac{1}{2}$″ |
| Größte Weite des Schachts . . . . . . | 9′ | —″ |
| Weite des Geſtells oben . . . . . . | 2′ | 6″ |
| Weite deſſelben in der Höhe der Formen . . | 1′ | 10″ |
| Weite am Boden . . . . . . . . | 1′ | 7″ |
| Höhe vom Boden bis zum Mittel der Form . . | 1′ | $5\frac{3}{8}$″ |
| Höhe vom Boden bis unter dem Tümpel . . | 1′ | $8\frac{1}{2}$″ |
| Höhe des Wallſteins . . . . . . . . | 1′ | $1\frac{1}{2}$″ |
| Länge des Geſtells vom Rücken bis zum Tümpelſtein in der Höhe der Formen . . . . . . | 2′ | $1\frac{1}{2}$″ |
| Vom Rücken bis zum Mittel der linken Form . | —′ | 11″ |
| Vom Rücken bis zum Mittel der rechten Form . . | 1′ | $2\frac{1}{2}$″ |
| Durchmeſſer der Formmündung . . . . . | 1′ | 75″ |
| Durchmeſſer der Düſe . . . . . . . . | 1′ | 80″ |

Die Raſt iſt unter einem Winkel von 55 Graden aus feuerfeſten Thonſteinen aufgeführt. Beide kupferne Formen liegen horizontal und in gleicher Höhe vom Boden.

Das Gebläſe (ſiehe Seite 250 ꝛc. dieſes Bands und Fig. 4 ꝛc., Taf. 21) beſteht aus drei doppelt wirkenden Cylindern, von denen jeder 2 Fuß 3 Zoll Durchmeſſer und 4 Fuß Hub hat. Es wird durch ein 20 Fuß hohes und 3 Fuß breites oberſchlächtiges Waſſerrad vermittelſt Vorgelege und Kurbeln betrieben. Die Einrichtung iſt ſo getroffen, daß bei einem Umgange der Kurbelwelle 95 Kubikfuß Wind in den Ofen kommen und das Gebläſe liefert bei dem größten Effekt 2000 Kubikfuß Wind in der Minute, mit 2 Pfd. Preſſung auf den Quadratzoll. Am Windrohr des Gebläſes iſt ein Hausmannſcher mit Queckſilber gefüllter Windmeſſer angebracht, an dem man die Stärke des Gebläſes nach Linien Queckſilberhöhe beobachten und danach auch die Preſſung auf einen Quadratzoll leicht berechnen kann. Hierbei nimmt man gewöhnlich 23 Linien Queckſilberhöhe für 1 Pfd. Preſſung auf den Quadratzoll an. Ein

Regulator iſt bei dem Gebläſe nicht vorhanden, daher auch das Queckſilber im Windmeſſer immer einige Linien ſchwankt.

Die vorhin genannten Brauneiſenſteine kommen entweder in groben Stücken oder als Grubenklein auf die Hütte. Da ſie keine ſchädlichen Beſtandtheile enthalten, ſo wird der Stein nicht geröſtet, ſondern die groben Stücken werden mit der Hand zur Größe eines Taubeneies zerſchlagen und können dann gleich zum Verſchmelzen genommen werden. Eine Berliner Tonne von 7¼ Kubikfuß Inhalt von dieſem Stein, lufttrocken und ſo wie man ihn zur Möllerung nimmt, wiegt etwa 680—780 Pfd.

Der Kalkſtein wird ungebrannt verbraucht. Eine Berliner Tonne gepochter Kalkſtein wiegt etwa 760 Pfd. Die Beſchickung für die Gießerei beſteht gewöhnlich aus

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| 40 | Maastheilen | Eiſenſtein | von | Louiſe. |
| 40 | " | " | " | Friedrich Wilhelm. |
| 20 | " | " | " | Kaltenborn. |

100 und aus 17 Maastheilen Kalkſtein.

Die Eiſenſteine werden zur Möllerung ſchichtweiſe über einander gebreitet; vom Kalkſtein wird eine Schicht in die Mitte und eine obenauf gebracht, ſo daß beim Einſchaufeln der Beſchickung in den Aufgebekarren ſich Alles gut unter einander mengt.

Eine Kohlengicht hält 32 Kubikfuß oder etwa 480 Pfd.; ſie wird in 9 halben Tonnenkörben (zu 3⅝ Kubikfuß) aufgegeben. Die Erzbeſchickung für jede Gicht wird gewogen. Die Kohlengicht bleibt immer dieſelbe. Der Eiſenſteinſatz wird aber nach Erfordern des Ofengangs und nach Beſchaffenheit der Kohlen verändert. Dieſer Eiſenſteinſatz ſchwankt gewöhnlich zwiſchen 10½—11½ Ctr. (= 110 Pfd.) für die Gicht, dabei gehen in 24 Stunden 19—20 Gichten und das Gebläſe wird ſo betrieben, daß in der Minute 665—760 Kubikfuß Wind mit einer Preſſung von 20—24 Loth auf den Quadratzoll in den Ofen kommen. Bei einem ſolchen Gang erfolgen in der Woche etwa 470—480 Ctr. Eiſen, wovon gewöhnlich ⅘ in Gußwaaren und ⅕ in Roheiſen beſtehen. Den Gang des Ofens ſucht man für die Gießerei gaar zu erhalten, wobei die beiden Formen hell ſind und die Schlacke, welche von graulicher Farbe und an den Kanten durchſcheinend iſt, über den Wall von ſelbſt abfließt. Man gießt zwei Mal in 24 Stunden, Vormittags um 11 Uhr und Nachmittags um 6 Uhr, wobei das Eiſen mit Handkellen aus dem Vorheerd geſchöpft und nach den eingeformten Gegenſtänden getragen wird. Das nicht vergoſſene Eiſen wird des Nachts als Maſſeln oder Gänze zum Verkauf für die Friſcharbeit aus dem Heerd abgelaſſen.

Bei dem fortwährenden Gaargange des Ofens ſucht man durch die Operation des Fütterns den überflüſſigen Graphit, welcher ſich

bei den dortigen Eiſenſteinen in großer Menge erzeugt, fortzuſchaſſen und das Eiſen in den Zuſtand zu bringen, wie es für die Gießerei erfordert wird. Dieſes Füttern beſteht darin, daß man 1½ bis 2 Stunden vor dem Gießen eine Quantität von 50—80 Pfd. reinen Eiſenſtein von der Größe einer Bohne bis höchſtens eines Taubeneies durch die Form, aber in kleinen Intervallen, damit es nach und nach ſchmelzen kann, in das Geſtell bringt und auf das flüſſige Eiſen im Heerde wirken läßt, wobei man die eine Form verſchließt und ſämmtlichen Wind durch die andere Form, durch welche das Füttern geſchieht, mit verſtärkter Kraft in den Ofen leitet.

Iſt die ganze Maſſe im Geſtell geſchmolzen, ſo verſchafft man ihr unter dem Tümpel einen Ausgang, worauf die Schlacke mit großer Gewalt über den Wall herausbricht und den Graphit mit herausſtößt, den man in glänzenden Blättchen im ganzen Arbeitsgewölbe aufſteigen und fortfliegen ſieht. Wenn hierdurch der Graphit noch nicht ganz fortgeſchafft iſt und das Eiſen noch nicht die gehörigen Eigenſchaften für die Gießerei erlangt hat, ſo wird dieſe Operation ſo oft, zuweilen drei bis vier Mal wiederholt, bis man den Zweck erreicht hat.

Dies Verfahren bewirkt immer eine Störung im Gange des Ofens und wirkt nachtheilig auf die Betriebsreſultate, allein es iſt nicht zu umgehen, weil die Beſchaffenheit der Eiſenſteine die Graphiterzeugung ſehr fördert und ein ſolches mit Graphit überladenes Eiſen für die Gießerei nicht gebraucht werden kann. Deshalb ſind auch die Betriebsreſultate des Hohofens nie ſo günſtig, als ſie ſeyn würden, wenn nur Roheiſen zum Verfriſchen erzeugt würde, wo der Gang des Ofens durch nichts geſtört wird und derſelbe auch nie ſo gaar wie für die Gießerei geführt zu werden braucht. Es dient dieſe Bemerkung zur richtigern Beurtheilung der folgenden Betriebsreſultate.

Im Jahr 1833 war in 44 Betriebswochen der Materialverbrauch beim Hohofen im Durchſchnitt zu 100 Pfd. Roheiſen folgender:

2,78 Kubikfuß Eiſenſtein,
0,47 „ Kalkſtein,
8,47 „ Holzkohlen oder den Kubikfuß Kohlen zu 15 Pfd. gerechnet, 127 Pfd.

Die Eiſenerzeugung in der Woche betrug im Durchſchnitt 423 Ctr. 87 Pfd. Nach der Beſchaffenheit der Kohlen ändern ſich auch dieſe Reſultate und zeichnen ſich ſolche zuweilen in einzelnen Monaten aus, wie z. B. im Januar 1834, wo der Materialverbrauch zu 100 Pfd. Roheiſen nur war:

2,72 Kubikfuß Eiſenſtein,
0,46 „ Kalkſtein,
8,11 „ oder 121,65 Pfd. Holzkohlen.

Der Eiſenerfolg pro Woche betrug im Durchſchnitt 477 Ctr. 62 Pfd., wobei $19\frac{1}{28}$ Gichten in 24 Stunden durchſchnittlich erfolgt ſind.

Der eben beſchriebene Betrieb des Hohofens wird blos mit Brauneiſenſtein geführt und hat zum Hauptzweck die Erzeugung des Roheiſens für die Gießerei. Wenn aber Beſtellungen auf Rohſtahleiſen eingehen und daher Spatheiſenſteine verſchmolzen werden, ſo erhält die Gießerei das Eiſen aus den Cupolöfen und Flammöfen und der Hohofen wird einige Wochen hindurch allein für Rohſtahleiſen betrieben.

Der Spatheiſenſtein wurde ſonſt geröſtet, welches in einem von der Gichtflamme geheizten Röſtofen geſchah. Bei dem letzten Schmelzen iſt dies Röſten nicht geſchehen, weil man glaubte, daß es bei der Höhe des hieſigen Ofens nicht nöthig ſey. Das Schmelzen ging auch recht gut und man erhielt ein Rohſtahleiſen mit ſo ſchönen Spiegelflächen, wie es bei geröſteten Steinen nicht erfolgt war. Indeß ſchien es doch, daß die Kohlen von dieſem ungeröſteten Stein nicht ſo viel tragen wollten und daß man beſſere Reſultate erlange, wenn der Spatheiſenſtein im geröſteten Zuſtand angewendet wird.

Das letzte Rohſtahleiſenſchmelzen wurde im Auguſt 1834 vorgenommen, nachdem der Hoheofen in der neuen Kampagne vier Wochen im Gange geweſen war. Die Dimenſionen des Schachts, des Geſtells und der Windführung von dieſer neuen Kampagne ſind oben angegeben. Sie ſind eigentlich für eine Roheiſenerzeugung zur Gießerei eingerichtet, konnten aber für die wenigen Wochen der Rohſtahleiſenerzeugung nicht verändert werden. Wenn bei einer ſolchen Zuſtellung Rohſtahleiſen erblaſen werden ſoll, ſo kann man nur durch Veränderung der Beſchickung des Eiſenſteinſatzes auf die Kohlengicht und nach Umſtänden auch der Windführung den Zweck erreichen. Zum Rohſtahleiſenſchmelzen wurde eine Beſchickung von 80 Proz. Spatheiſenſtein und 20 Proz. grobem, möglichſt manganhaltigen Eiſenſtein von der Louiſe genommen. Ein Zuſchlag von Kalkſtein fand nicht Statt. Die Kohlengicht von 32 Kubikfuß blieb dieſelbe. Den Eiſenſatz verminderte man aber von 10⅝ Ctr. auf 7⅜ Ctr. für die Gicht. Die Windmenge brachte man auf 665 Kubikfuß in der Minute, bei ½ Pfd. Preſſung auf den Quadratzoll.

Als bei dieſem Satz das Rohſtahleiſen feinſtrahlig und ohne graue Punkte, die Schlacke aber braun und dunkel war und beim Begießen mit Waſſer ſich nicht recht weiß aufblähen wollte, ging man mit dem Satz bis 6⅜ Ctr. herunter. Allein auch hierbei änderte ſich das Produkt nicht und man bemerkte, daß wahrſcheinlich

durch den groben und trocknen Stein die Hitze im Schacht ſich zu ſehr in die Höhe gezogen hatte und der Schmelzpunkt zu hoch gekommen war. Man veränderte daher ſogleich die Beſchickung und nahm ſtatt des groben Louiſer Steins 20 Proz. Grubenklein oder Waſchſtein von dieſer Grube und näßte dabei das Möller mit Waſſer ſehr ſtark an. Die Formen behielt man bei, allein die Düſe verengte man auf 1½ Zoll Durchmeſſer oder 1,766 □Zoll Querſchnitt. Die Windmenge verminderte man ſo weit, daß auch bei dieſen engern Düſen die Preſſung von ½ Pfd. auf den Quadratzoll blieb. Dieſe Veränderungen wirkten ſo vortheilhaft auf den Gang des Ofens, daß ſchon nach achtzehn Stunden ein Rohſtahleiſen mit ſchönen Spiegelflächen erfolgte. Mit dem Satz ging man nach und nach wieder bis auf 7⅞ Ctr. für die Gicht und da die Hitze im obern Theile des Schachts ſich verloren hatte und der Schmelzpunkt wieder nahe über der Form gekommen war, ſo legte man die herausgenommenen weitern Düſen von 1,8 Zoll Durchmeſſer oder 5,08 □Zoll Querſchnitt wieder ein und gab 760 Kubikfuß Wind mit ½ Pfd. Preſſung auf den Quadratzoll, weil man bei den engern Düſen in der Produktion ſehr zurück blieb und das Produkt in der Dauer auch nicht mehr ſo ſpiegelig mit einem grauen Querſtreifen ausfiel. Bei der Beſchickung wurden ſtatt 20 Proz. von dem zerkleinerten Eiſenſtein nur 10 Proz. deſſelben und 10 Proz. grober manganhaltiger Eiſenſtein von der Louiſe genommen. Dieſes Alles wirkte auf den Gang des Ofens ſehr gut, man erhielt ein ſchönes ſpiegeliges Rohſtahleiſen mit einem ſchmalen grauen Saum auf der obern Fläche und konnte 7⅞—8 Ctr. Beſchickung auf die Gicht ſetzen. Die Formen waren hell, der Schmelzpunkt war nahe über der Form. Die Schlacke blähte beim Begießen mit Waſſer ſehr ſtark auf und gab einen ganz weißen Schaum.

Die über den Wall herablaufende Schlacke war ſehr gut verglaſt und hatte eine hellgelbe Farbe. Bei dieſem guten Gang erfolgten 23—25 Gichten und 2 Abſtiche in 24 Stunden; in der Woche wurden 450 Ctr. Rohſtahleiſen erzeugt und man erhielt den Ofen in dieſem vortheilhaften Gange ſo lange, bis die verlangte Menge Rohſtahleiſen dargeſtellt war. Im Durchſchnitt betrug der Materialaufwand zu 100 Pfd Eiſen bei dieſem ſechswöchigen Rohſtahleiſenſchmelzen:

2,37 Kubikfuß Eiſenſtein,
10,36 „ Holzkohlen oder 148,148 Pfd., weil der Kubikfuß Kohlen nur 14,3 Pfd. wog.

In 24 Stunden erfolgten 21⅞ Gichten und der durchſchnittliche Eiſenerfolg in der Woche war 425 Ctr. 73 Pfd.

Der Kohlenaufwand, welcher bei der Rohſtahlerzeugung immer größer, wie bei der Produktion des gewöhnlichen Gußeiſens iſt, war bei dieſem Schmelzen noch größer, als er bei den frühern zu ſeyn

pflegte, wovon der Grund vorzüglich in der Beſchaffenheit der Kohlen lag, die bei dem Mangel an Regen und bei der großen Trockniß im Jahr 1834 viel leichter wie ſonſt ausfielen und durchgehends im Schmelzfeuer $\frac{1}{10}$ weniger wirkten. Auch mag der ungeröſtet angewendete Spatheiſenſtein den Kohlenverbrauch dieſes Mal etwas vergrößert haben.

Nach dieſer Beſchreibung der Schmelzmaterialien und des Hohofenbetriebs, ſowohl für Gießerei als für Rohſtahleiſenerzeugung, laſſen ſich nun die nachfolgenden Verſuche des Betriebs mit erhitzter Luft beſſer überſehen und beurtheilen.

Unter den faſt unzähligen Apparaten, die man zur Erhitzung der Gebläſeluft anwendet, wurde auf der Saynerhütte der Vorrichtung von Waſſeralfingen im Würtembergiſchen der Vorzug gegeben, weil ſie einfach iſt, jede Reparatur während des Betriebs zuläßt und eine längere Erfahrung in Hinſicht ihrer Dauer für ſich hat.

Die Zeichnungen Fig. 7—10, Taf. 29 ſtellen den Heitzapparat, Taf. 28, Fig. 1 den Hohofen ſelbſt, in Verbindung mit dem Heitzapparat und der Röhrenleitung und die übrigen Figuren, Tafel 29, die verſchiedenen einzelnen Theile des Apparats dar. Die Figg. 7—10 Taf. 29 zeigen den Wärmeofen zur Erhitzung der Gebläſeluft, Fig. 7 im Grundriß, Fig. 8 im ſenkrechten und Figur 10 im horizontalen Durchſchnitt und Fig. 9 in einer Seitenanſicht. In allen dieſen Figuren beziehen ſich gleiche Buchſtaben auf gleiche Gegenſtände.

a iſt die Gicht des Hohofens.

b gußeiſerner Fuchs, durch den der zum Heitzen des Winds beſtimmte Theil der Flamme in den Wärmofen geführt wird.

c einer der beiden Flügel des Fuchſes, welche zum Befeſtigen deſſelben in dem Mauerwerk der Gicht dienen.

Bei c′ ſind die beiden Flügel mit einem Boden verbunden, ſo daß ſie einen am Fuchs feſtſitzenden Kaſten bilden.

d Boden des Wärmofens.

e die beiden äußern Mauern deſſelben.

f zwei Mauern, welche die Seiten- und innern Wände des Ofens bilden und die Röhren i, durch welche die Luft erhitzt wird, tragen.

g das Innere des Ofens, worin die Röhren i ſich befinden und welches durch den Fuchs b einen Theil der Gichtflamme erhält, die durch die Schlotte q entweicht.

h gußeiſerne Platten, auf denen die Röhren i ruhen. Sie ſind ſo breit als die Mauern f, nämlich 12 Zoll.

i gußeiſerne Röhren, in welchen die Gebläſeluft erhitzt wird. Sie ſind 6 Fuß 1 Zoll lang, 7 Zoll im Lichten weit, die Eiſenſtärke iſt 1½ Zoll. Sie werden nur auf eine Länge von 4 Fuß

zwiſchen den Mauern f f von der Flamme berührt. Solcher Röhren ſind 16 angebracht. Durch die krummen oder Knieröhren l werden ſie verbunden. Die kalte Luft ſtrömt vom Gebläſe durch die Röhre n, tritt in das Rohr Nr. 1, durchſtrömt alle Röhren nach der Ordnung ihrer Nummern, geht durch die Knieröhren l, um von einer Röhre in die andere zu gelangen, tritt aus Nr. 16 wieder heraus und wird durch die Röhre m nach den Formen des Hohofens geleitet.

k Muffen oder Erweiterungen der Enden der Röhren i, welche zur Aufnahme der Knieröhren l dienen. Der leere, zwiſchen k und l befindliche Raum beträgt $\frac{5}{8}$ Zoll und iſt mit einem Eiſenkitt ausgefüllt.

l Knie- oder gebogene gußeiſerne Röhren, welche in die Muffen k der Röhren i einpaſſen und mittelſt der drei Stellſchrauben $\gamma$, welche man in dem Durchſchnitt $\alpha\,\beta$ in vergrößertem Maaßſtab ſehen kann, befeſtigt ſind.

o Mauer, welche den Raum, worin ſich die krummen Röhren befinden, vollkommen ſchließt und ſie gegen Abkühlung ſchützt.

p gußeiſerne Platte, welche den obern Theil des Ofens ſchließt und gegen die äußere Luft durch eine dünne Decke von Mauerziegeln geſchützt iſt. In der Mitte iſt ein Loch von 6 Zoll im Quadrat, um ſolches erforderlichenfalls zum Reinigen der Röhren benutzen zu können.

q Schlotte oder Rauchfang, durch welche die durch b eingetretene Flamme wieder austritt.

r Deckel mit einem Hebel und einer Zugſtange, um die Schlotte q öffnen und ſchließen zu können.

s Seitenöffnungen am Boden des Ofens zum Oeffnen und Verſchließen des Flammlochs vermittelſt eines Schiebers. Dieſe Oeffnungen müſſen 2—3 Zoll breiter als der Schieber ſeyn, damit die äußere Luft eindringen und die Verbrennung der brennbaren Gaſe im Wärmofen befördern kann, welche ſonſt nicht gut von Statten geht.

t mit Schieber verſehene Oeffnungen zum Reinigen der Röhren von dem ſich häufig anſetzenden Gichtſand.

u unterſte Oeffnung, ebenfalls mit einem Schieber verſehen, durch welche man den von den Röhren abgefallenen Sand herausſchafft.

Taf. 28 ſtellt in den Figg. 1—4 den Hohofen mit der Zuſtellung und letztere im Grundriß und Längendurchſchnitt, ſo wie auch die Stellung des Heizapparats auf der Gicht und die ſämmtlichen Röhrenleitungen dar. Es iſt nämlich Fig. 1 ein ſenkrechter Durchſchnitt des Hohofens nebſt Anſicht des ganzen Wärmapparats und der Röhrenleitungen; Fig. 2 ein horizontaler Durchſchnitt nach

der Linie AB, Fig. 1; Fig. 3 ein Grundriß des Geſtells in der Formhöhe *); Fig. 4 ein Längendurchſchnitt des Geſtells.

Bei a und b tritt die vom Gebläſe kommende Luft aus den obern und untern Theilen der Cylinder in die Röhrenleitungen und ſteigt, wenn die Schieberventile c und d geöffnet, das Sperrventil e aber geſchloſſen iſt, hinauf zum Wärmapparat auf der Gicht, durchſtrömt dort alle 16 Röhren und geht erhitzt wieder hinunter bis zu der im Grundgewölbe unter dem Hohofen durchlaufenden, auf gemauerten Füßen ruhenden Röhrenleitung, von hier aus ſteigt ſie aufwärts in die zwei Formen.

Beim Blaſen mit kaltem Wind werden die Schieberventile c und d geſchloſſen, das Sperrventil e aber geöffnet, worauf die Luft vom Gebläſe unmittelbar in die Röhrenleitung des Grundgewölbes tritt und von da in die Formen geht.

Bei f geht eine Windleitung für die Kupolöfen ab, die man durch ein Ventil öffnen und ſchließen kann.

G iſt ein Kreuzgewölbe, welches vom Grundgewölbe abgeht, um erforderlichenfalls von dem Punkt h der Röhrenleitung eine Windleitung nach dem dritten Formgewölbe bei etwaigem Betrieb mit drei Formen machen zu können, was aber noch nicht geſchehen iſt.

Das Sperrventil e beſteht aus einem Kegel, der in eine coniſche Oeffnung genau einpaßt und durch einen Hebel von außen hin und her bewegt werden kann.

Die Sicherheitsventile i und k für den kalten und heißen Wind beſtehen in durch Gewicht beſchwerten Klappen, welche eine viereckigte Oeffnung von 12 Quadratzoll Größe verſchließen, um dem Winde bei unvorſichtiger Schließung der Ventile einen Ausgang zu verſchaffen und dadurch einen Bruch in der Gebläſemaſchine zu verhüten.

Das Röhrenſtück l mit dem Sicherheitsventil k hat ungefähr die Geſtalt eines S, wie Fig. 5, Taf. 29, im vergrößerten Maaßſtab zeigt, um der darüberſtehenden Röhrenleitung eine Unterſtützung zu geben und um die in das Grundgewölbe herabgehende Röhre daran zu hängen, damit ſich dieſe bei einer Ausdehnung durch die Wärme in der Stopfungsbüchſe m, die in Fig. 4, Taf. 29, genauer abgebildet iſt, frei bewegen kann. Dieſes gebogene Röhrenſtück l ruht auf horizontalen, 1 Zoll im Quadrat ſtarken, bei r und s, Fig. 1, Taf. 28, im Mauerwerk liegenden ſchmiedeiſernen Stäben, auf welche Art die beiden hinaufgehenden Röhrenleitungen ebenfalls befeſtigt ſind. Dieſe Stäbe biegen ſich erforderlichenfalls ihrer Länge wegen und legen dadurch der Ausdehnung der Röhren kein Hinder-

*) Auf Fig. 3 bezeichnen x die beiden Formen und y den Schöpfheerd.

niß in den Weg. Auf der Zeichnung ſind ſie punktirt. In jedem der beiden Formgewölbe befindet ſich ein Schiebeventil zur beliebigen Abſperrung des Winds für die eine oder die andere Form.

In dem einen Formgewölbe iſt an dem Windrohr eine kleine, inwendig ½ Z. weite kupferne, oben mit einem Stöpſel verſchloſſene Röhre angebracht, die zur Abkühlung des ausſtrömenden heißen Winds durch ein mit kaltem Waſſer gefülltes Gefäß n geführt wird, um zur Beobachtung der Windpreſſung den in Holz eingefaßten Windmeſſer darauf ſetzen zu können. Zur Erreichung deſſelben Zwecks bedient man ſich in dem andern Formgewölbe einer ähnlichen Vorrichtung, jedoch transportabel, weil ſie des beſchränkten Raums wegen daſelbſt hinderlich geweſen ſeyn würde, wenn man ſie dort auch hätte befeſtigen wollen. Bei allen Unterſuchungen fand ſich aber ſtets eine ganz gleiche Windpreſſung bei beiden Formen, daher die täglichen Beobachtungen gewöhnlich nur bei einer und zwar bei der linken Form angeſtellt wurden, wo ſich der ſtabile Abkühlungsapparat befand.

Bei o und p ſind in den Röhren 1 Zoll weite und mit eiſernen Stöpſeln luftdicht verſchloſſene Löcher zur Beobachtung der Temperatur der erhitzten Gebläſeluft vermittelſt eines Thermometers. Die Röhrenleitung für den heißen Wind iſt mit einem 5 Zoll dikken Mantel von Bimsſteinconglomerat, welches in der dortigen Gegend gegraben wird und leicht auch zugleich ein ſchlechter Wärmeleiter iſt, umgeben. Die Leitung aber, welche unter dem Hohofen durch das Grundgewölbe läuft, hat keinen Mantel und iſt nur dadurch gegen die Einwirkung der äußern kalten Luft geſchützt, daß man das Gewölbe bei q zugemauert und eine mit einer Thür verſchloſſene Oeffnung zum Hineingehen gelaſſen hat. Hierdurch ſcheint jedoch dieſe Leitung nicht hinreichend gegen die Abkühlung geſchützt zu ſeyn, denn obgleich die Temperatur in dieſem geſchloſſenen Gewölbe bis auf 98 Grad Reaumur ſteigt, ſo iſt doch die Temperatur an dem Rohr bei p 25—30 Grad niedriger als an dem Rohr bei o. Es ſcheint alſo doch, als wenn die Mauern der Fundamente des Hohofens eine Menge Wärme verſchluckten. Der ganzen Röhrenleitung iſt da, wo ſie durch Mauerwerk geht, Spielraum zur freien Bewegung gelaſſen. An der Stopfungsbüchſe m kann ſich die vom Wärmeofen herabkommende Leitung ausdehnen, welches ſie auch um 1½ Z. gethan hat. Die ganze Leitung hat daher auch von der Ausdehnung durch die Wärme gar nichts gelitten, nirgends iſt ein Bruch oder ſonſt die geringſte Beſchädigung entſtanden.

Auf der Taf. 29 ſind einige Haupttheile des Windheitzungsapparats in einem größern Maaßſtab deutlicher dargeſtellt.

Fig. 1 zeigt das Schieberventil bei A im Grundriß und bei B und C im Durchſchnitt. Es beſteht aus dem Unterſtück a und Oberſtück b, von denen jedes einen 3 Zoll hohen Rohranſatz c und

f hat, ferner aus dem Kranz c und dem Schieber d. Der Schieber wird auf das Unterſtück luftdicht aufgeſchliffen und an den Kanten ſchrägt abgefeilt. Der Kranz erhält an ſeiner innern Kante dieſelbe Schräge, ſo daß der Schieber luftdicht dazwiſchen hin und her geſchoben werden kann, wie in den Durchſchnitten bei g zu ſehen iſt. Die einzelnen Theile werden nun mit Eiſenkitt überſtrichen und bei den kleinen Schraubenlöchern i zuſammengeſchroben. Alsdann ſteckt man die Rohrſtücke e und f in die zwei Röhren, zwiſchen welchen die Abſperrung Statt finden ſoll und ſchraubt die Scheiben der Röhren auf das Unter- und Obertheil durch die großen Schraubenlöcher h feſt, nachdem vorher Eiſenkitt dazwiſchen gelegt iſt.

Fig. 2 iſt die Waſſerform, A die vordere Anſicht; B und C Durchſchnitte und D eine perſpectiviſche Anſicht mit den Bleiröhren. Sie iſt von Kupfer und hat hohle Wände. Die Metallſtärke an den Seiten iſt $\frac{1}{4}$ Zoll, vorn am Rüſſel $1\frac{1}{4}$ Zoll und hinten an der weiteſten Seite $\frac{3}{4}$ Zoll. Sie iſt aus einem Stück gegoſſen und wiegt 52 Pfund. Das Waſſer wird durch die untere Röhre bei a eingeleitet und ſteigt bei b wieder heraus, damit es ſteigend mit Gewalt den ganzen Raum ausfüllt. Die Befeſtigung der Bleiröhren iſt in Fig. 2bis in natürlicher Größe dargeſtellt. A iſt ein Verbindungsplättchen von Schmiedeeiſen, durch welches man das Bleirohr a, welches $\frac{3}{4}$ Zoll weit im Lichten iſt, ſteckt und bei b vernietet, alsdann ſchraubt man es vermittelſt der beiden Schrauben c an die Form an, wie in Fig. 2, D, bei a und b zu ſehen iſt. Auf ähnliche Art werden auch die Bleiröhren mit einander verbunden, indem man an jedes Ende ein Verbindungsplättchen nietet und dieſe zuſammenſchraubt. Iſt die Vernietung des Bleirohrs bei b recht gleichmäßig gefeilt, ſo wird die Fuge ganz dicht, iſt jenes aber nicht der Fall, ſo kann man durch eine gelegte kleine Lederſcheibe die Dichtigkeit leicht bewirken.

Fig. 3 iſt ein kleines Formfutter von Kupfer in der vordern Anſicht A und in zwei Durchſchnitten B und C, welches man in die Form, wenn ihre Mündung zu weit geworden iſt, einſchieben und ihr dadurch die richtige Weite wieder geben kann. Beim Einſetzen beſtreicht man dies Futter mit weißem Thon und ſchiebt es in die weite Form. Zur beſſern Haltung kann man einen dünnen Eiſenſtab am Boden der Form dagegen preſſen und im Formgewölbe befeſtigen. Das durchſtrömende Waſſer in der hohlen Form kühlt auch dieſes Futter hinreichend, ſo daß es vom heißen Wind nicht leidet. Dieſe Methode hat gegen das zeitraubende und den Betrieb ſtörende Formeinſetzen große Vorzüge.

Fig. 6 zeigt die Düſe in der Anſicht und im Durchſchnitt. Die Düſe iſt aus Blech gemacht, welches nicht zu dick ſeyn darf, damit es hinreichende Elaſticität behält und beſteht aus zwei Thei-

len. Der hintere Theil wird auf das gußeiſerne Windrohr a, deſſen Ende etwas verjüngt abgedreht ſeyn muß, geſchoben und die Fuge mit weißem Thon verdichtet. Am vordern Ende deſſelben iſt um daſſelbe bei b ein kleiner Wulſt oder Rundſtab gelegt, über welchen man den vordern Theil oder die Spitze der Düſe ſchiebt und wodurch man bewirkt, daß ſich dieſe nach allen Seiten bewegen läßt. Da nun auch der hintere Theil, vermöge der Elaſticität des Blechs, an dem gußeiſernen Windrohr eine kleine Bewegung zuläßt, ſo iſt man wegen dieſer doppelten Bewegungen im Stande, die Lage der Düſe an der Mündung um ein paar Zoll zu verändern. Auch die Fuge der vordern Düſenſpitze wird bei dem Rundſtab b mit weißem Thon verdichtet und beide Theile werden durch kleine, an beiden Seiten befindliche Haken, wie die Zeichnung zeigt, befeſtigt.

Auch dieſe Methode hat viele Bequemlichkeit, indem man durch Aufſtecken einer andern Spitze die Düſenweite augenblicklich verändern kann.

Fig. 4 zeigt im größern Maasſtab die Stopfbüchſe, welche bei m auf Taf. 28 angegeben iſt und zur Ausdehnung der Röhrenleitung dient. a iſt die Röhre, welche ſich in der Muffe b bewegt, c iſt der Stopfbüchſenring im Durchſchnitt und Grundriß und d iſt die Verdichtung, welche aus weißem Thon und Graphit beſteht. Der Stopfbüchſenring wird durch Schrauben an die Muffe angeſchroben und preßt die Verdichtung zuſammen. Dieſe Verdichtung iſt aber nicht gut und es iſt dies die einzige Stelle der Windleitung, welche Wind durchläßt. So lange die Thon- und Graphitmaſſe feucht iſt, verdichtet ſie gut; allein ſobald durch die Hitze der Thon zuſammen getrocknet iſt, entſtehen Fugen und Riſſe, durch welche Luft entweicht.

Bei einer neuen Campagne hat man die Abſicht, das Ende der Röhre a genau abzudrehen und die Muffe b genau auszubohren und beide alsdann ſo genau in einander zu ſchleifen, daß eine luftdichte Bewegung Statt finden kann.

Fig. 5 zeigt das gekrümmte Rohr, welches bei l auf Taf. 28 angegeben iſt. a iſt die Oeffnung für das Sicherheitsventil für den heißen Wind. b ſind die Stellen, wo dies Rohr durch untergelegte Eiſenſtangen getragen und unterſtützt wird, wie bei Taf. 28 beſchrieben iſt und bei c kann man ſehen, wie die Röhren mit einander verbunden werden. Die Enden der Röhren haben Ränder oder Scheiben, welche man auf ihren Flächen abdreht, ſo daß ſie genau zuſammenpaſſen. Alsdann legt man innerhalb der Schraubenlöcher einen Ring von ½ Zoll dickem weichen Kupferdraht und auch einen ſolchen außerhalb derſelben, welche man auf der Zeichnung im Querſchnitt ſehen kann, füllt den übrigen Raum mit Eiſenkitt aus und ſchraubt vermittelſt der vier Schrauben in den Röhren die beiden

Röhren ſo feſt zuſammen, daß der Kupferdraht etwas platt gedrückt wird und die Fuge luftdicht geſchloſſen iſt. Die etwa am äußern Rande der Scheiben noch gebliebenen Fugen werden ebenfalls mit Eiſenkitt verſtrichen, worauf man das Ganze trocken werden läßt. Der öfters erwähnte Eiſenkitt wird auf zweierlei Art gemacht, nämlich mit Eſſig oder mit Salmiak.

Den Eſſig wendet man in Waſſeralfingen an, er wird dort ſehr empfohlen. Zur Bereitung deſſelben miſcht man 5 Theile fein geſiebte Eiſenbohrſpäne mit 1 Theil dem Gewichte nach fein geſtoßenem und geſiebten weißen Thon in trockenem Zuſtande gut durch einander, feuchtet dieſes Gemiſch mit ſcharfem Weineſſig etwas an und läßt es ſtehen, bis es ſich erhitzt. Sobald es warm geworden iſt, muß es ſchnell verbraucht werden, weil es ſonſt an Bindungskraft verliert. Man gießt noch etwas Eſſig dazu und verkittet damit die zu verbindenden Fugen, die vorher ganz von Sand gereinigt und mit Eſſig angefeuchtet ſeyn müſſen. Es iſt aber durchaus nöthig, daß die Verkittung ganz ausgetrocknet iſt, ehe man ſie in die Hitze bringt; denn ohne dieſe Vorſicht wird der Kitt in der Wärme zu Pulver. Die häufigen Klagen, daß dieſer Kitt keine Dichtigkeit bewirke, haben wahrſcheinlich in unrichtiger Behandlung ihren Grund, indem er entweder beim Gebrauch zu alt geweſen iſt, nachdem ſeine Bindungskraft ſchon vergangen war, oder man ihn zu früh, vor gehöriger Austrocknung, der Hitze ausgeſetzt hat. Hier hat dieſer Kitt vollkommene Dichtigkeit gegeben, keine Riſſe bekommen und große Dauer gezeigt.

Der Salmiakkitt war auf der Saynerhütte ſchon lange im Gebrauch; man nimmt dazu 1 Pfund fein geſiebte Eiſenbohrſpäne und bringt ſie mit 1 Loth fein geſtoßenem, in Waſſer aufgelöſten Salmiak zum Roſten, alsdann nimmt man dem Volumen nach hiervon 1 Theil, friſche Bohrſpäne 1 Theil, weißen Thon 1 Theil und macht mit etwas Waſſer angefeuchtet einen Teig davon, den man gleich warm verbrauchen muß. Auch dieſer Kitt darf nur nach gehöriger Austrocknung der Wärme ausgeſetzt werden, ſonſt wird er auch zu Pulver.

Beide Sorten Kitt ſind bei dem hier beſchriebenen Heitzapparat angewendet und der eine hat ſo gut gehalten, wie der andere. Der Eſſigkitt iſt zwar des Weineſſigs wegen theurer, als der Salmiakkitt, hat aber den Vorzug, daß man ihn ohne Nachtheil zum dünnern Brei machen kann, um enge Fugen damit zu begießen, da hingegen der Salmiakkitt eine ſteife Maſſe bildet, die man in die Fugen einſtreichen muß.

Die einzelnen Röhren ſind theils vermittelſt Muffen, theils vermittelſt Scheiben, oder Rändern mit Schrauben verbunden. Die eine Verbindung hat ſo gut gehalten, wie die andere und es iſt in Hinſicht der Dauer kein Unterſchied unter ihnen. Die Muffenver-

bindung, wobei die Röhren 5 Zoll in einander ſtecken und die Fuge mit Kitt verſtrichen wird, iſt einfacher und weniger koſtbar als die andere, hat aber den Nachtheil, daß man beim Schadhaftwerden eines Rohrs die ganze Leitung aus einander nehmen muß, um das ſchadhafte Rohr auszuwechſeln, wogegen bei den Röhren mit Scheiben jedes einzelne Stück herausgenommen werden kann. Man hat daher in der Leitung für den heißen Wind, wo ein Schadhaftwerden eher zu befürchten war, einige Röhren mit Scheiben zur leichtern Auswechſelung der einzelnen Theile angebracht. Die Röhren mit Scheiben ſind alle auf die vorhin beſchriebene Art mit Ringen von Kupferdraht verbunden. Bei den Muffenröhren hat man zur Sicherheit an jeder drei Stellſchrauben angebracht, damit die ganze Leitung feſt zuſammen hängt und bei etwaiger Verminderung der Temperatur ſich ein einzelnes Rohr aus der Verkittung der Muffe nicht herausziehen kann. Fig. 11, Taf. 29 zeigt den Durchſchnitt einer Röhre nach $\alpha$ $\beta$, Fig. 10 mit Stellſchrauben nach doppeltem Maaßſtabe.

Alle Röhren der Hauptwindleitung, durch welche die ganze Maſſe des Winds ſtrömt, haben 10 Zoll Durchmeſſer im Lichten. Diejenigen aber, durch welche das halbe Quantum geht, ſind nur 7 Zoll im Lichten weit. Eine Ausnahme hiervon machen die Röhren im Wärmapparat, welche eine innere Weite von 7 Zoll haben, obgleich durch ſie auch die ganze Maſſe des Winds ſtrömen muß. Dies iſt aber zur beſſern Erhitzung der Luft geſchehen, indem der Umfang nicht in gleichem Verhältniß mit dem Querſchnitt abnimmt und daher ein engeres Rohr einen verhältnißmäßig größern Umfang hat und deshalb die durch engere Röhren ziehende Luft dem Feuer verhältnißmäßig mehr Oberfläche darbietet. Die Zugangs- und Ausgangsröhren des Wärmofens ſind wieder 10 Zoll weit im Lichten. Der Durchgang des Winds durch die 7zölligen Röhren verurſacht bei kalter Luft keinen Widerſtand am Gebläſe, wie aus dem gleich folgenden Verſuche hervorgeht.

Am Schützkaſten waren Skalen angebracht, an welchen man die Höhe des Waſſerſtands und die Größe der zum Gebläſerad führenden Schützöffnung ſehen konnte, aus welchen Beobachtungen man nach der bekannten Eytelwein'ſchen Formel die Waſſermenge für die Secunde, welche das Gebläſerad gebraucht, berechnete. Zur Beobachtung der Temperatur der erhitzten Luft wurde ein von Greiner in Berlin angefertigtes, mit Queckſilber gefülltes Thermometer von Glas bis auf 260 Grade Reaumur getheilt, angewendet, welches man zur Sicherheit mit einer kupfernen Kapſel umgab, in die ein langer Schlitz zur Beobachtung der Grade eingeſchnitten und eine kleine Handhabe mit hölzernem Griff angebracht war. Da die Hitze im Apparat auf der Gicht die Skale des Thermometers überſtieg, ſo hat man dort die Meſſungen mit verſchiedenen ſchmelzba-

ren Metallen angeſtellt, wobei nach Berzelius folgende Schmelzgrade nach Reaumur angenommen werden.

Zinn bei 182 Grad Reaumur,
Blei = 257 = =
Zink = 296 = =

Alle eben beſchriebenen Vorrichtungen waren vollendet, als man am 2. Juli 1834 den Hohofen zur neuen Campagne in Betrieb ſetzte. Man hatte die Abſicht, ihn vor Anwendung der erhitzten Luft erſt mit kalter Luft in ordentlichen Gang zu bringen, daher das Flammenloch des Wärmapparats mit einem Schieber genau verſchloſſen und die Fugen mit Lehm verſtrichen wurden. Die vorhin beſchriebenen kupfernen Formen mit Waſſercirculation wurden gleich eingeſetzt, um Erfahrungen über ihren Gebrauch zu ſammeln. Das zur Circulation erforderliche Waſſer wurde aus dem 10 Fuß höher liegenden Fluthbett durch $\frac{3}{4}$ Zoll weite Bleiröhren, die mit Hähnen zur beliebigen Abſperrung des Waſſers am Fluthkaſten befeſtigt waren, hergeleitet. Dieſe Waſſerformen haben ſich ohne den geringſten Unfall recht gut gehalten. Bei ihrem Gebrauch iſt nur Folgendes noch zu beobachten: Der Schmelzer muß genau Acht geben, daß das durch die Formen circulirte und aus den Abflußröhren laufende Waſſer ſtets kalt und in einem Strahl abfließt. Bemerkt derſelbe, daß es heiß wird oder gar in Abſätzen ausſprudelt, ſo muß er gleich mit einer ſtets in Bereitſchaft liegenden Handfeuerſpritze oder Eimerſpritze kaltes Waſſer in die Mündung dieſer Ausflußröhren ſo lange mit aller Gewalt einſpritzen, bis das Waſſer wieder kalt und in einem Strahl wieder abläuft. Wird dieſe Vorſicht verſäumt, ſo erglüht die Form und ſchmilzt. Wahrſcheinlich entſteht dieſer Umſtand dadurch, daß ſich vor der Einmündung der Röhren im Fluthkaſten, die zwar mit einem Drahtſieb verſehen ſind, Laub ſetzt und ſo den Durchfluß des Waſſers augenblicklich hemmt; alsdann kocht das Waſſer in dem hohlen Raume der Form und es entſtehen Dämpfe, die den freien Lauf des Waſſers hindern. Durch das gewaltſame Einſpritzen wird aber friſches Waſſer bis an das Fluthbett mit Gewalt gepreßt, die Dämpfe condenſirt und die Communication wieder hergeſtellt. Bei einer Erweiterung der Mündung ſind die oben beſchriebenen kleinen kupfernen Futter eingeſetzt, die erforderlichenfalls leicht wieder ausgewechſelt werden können, ſo daß die Formen ſelbſt wahrſcheinlich die ganze Campagne hindurch aushalten werden.

Nach vierwöchigem Betriebe wurde in der fünften Blaſewoche ein Rohſtahleiſenſchmelzen angefangen, welches man bis zur eilften Woche fortſetzte. Da es in mehrerer Hinſicht wichtig war, den Einfluß des heißen Winds auf das Rohſtahleiſenſchmelzen und die Beſchaffenheit des dabei erzeugten Produkts kennen zu lernen, ſo wurde beſchloſſen, in der eilften Blaſewoche den Reſt des Vorraths an Spatheiſenſtein bei heißem Winde zu verſchmelzen. Der Gang

des Hohofens in der zehnten und Anfangs der eilften Blaſewoche war ein ſehr regelmäßiger zu nennen. Es wurde ein ſchönes Rohſtahleiſen mit großen Spiegelflächen und mit einem grauen Saum oder einer Naht auf der obern Fläche erblaſen. Der Gang war mithin gaar und flüſſig. Die Schlacke von hellgelber, ins Grünliche fallender Farbe, die im flüſſigen Zuſtande beim Begießen mit Waſſer aufblähte und ſich in eine weiße bimsſteinartige Maſſe veränderte. Die Gichten, deren durchſchnittlich 23—24 in 24 Stunden gingen, zogen ziemlich regelmäßig, die Formen waren hell mit wenig Anſatz, die Gichtflamme lebhaft. Die Beſchickung beſtand in

20 Proz. Eiſenſtein von Louiſe,
80 " ungeröſtetem Spatheiſenſtein

von der Grube Georg, beides dem Volumen nach und wurden davon kurz vor dem Antrieb mit heißem Wind 7⅞ Ctr. auf die Gicht geſetzt. Das Gebläſe lieferte in der Minute 760 Kubikfuß Wind bei 1,8 Düſenweite und der Windmeſſer zeigte 19½ Linien Queckſilberhöhe. In der zehnten Woche waren zu 100 Pfund Rohſtahleiſen an Materialien erforderlich geweſen:

2,41 Kubikfuß Eiſenſtein,
10,13 " Holzkohlen.

In der Woche waren 172 Gichten und 493 Ctr. 94 Pfund Rohſtahleiſen erfolgt.

Bevor die heiße Luft angewendet wurde, wiederholte man den frühern Verſuch, ob das Gebläſe einen Widerſtand erlitte, wenn der kalte Wind die längere Tour durch alle Röhren des ungeheitzten Wärmofens und von da zu den Formen mache. Zu dem Ende beobachtete man die Preſſung zuerſt bei dem Gange des Winds auf dem gewöhnlichen Wege der kurzen Windleitung, welche 60 laufende Fuß beträgt. Hier zeigte bei 8 Kurbelumgängen, oder bei einem Windquantum von 760 Kubikfuß in der Minute, der Stand der Queckſilberſäule in der Gebläſeſtube, ſo wie auch bei den beiden Formen, ganz gleich 19½ Linien. Das Waſſerquantum, welches das Gebläſe gebrauchte, war 1,08 Kubikfuß in der Secunde. Als nun der Wind kalt durch den ungeheitzten Apparat und von da am Ofen herunter geleitet wurde und einen Weg von 250 Fuß Länge bis zum Geſtell machen mußte, zeigte der Windmeſſer am Gebläſe auch 19½ Linien, an den beiden Formen aber nur 18½ Linien, alſo hier 1 Linie weniger. Die Düſenweite, Gang des Gebläſes, Windmenge und verbrauchtes Waſſerquantum waren ganz dieſelben geblieben. Es beweiſt dieſer Verſuch, daß es auf das Gebläſe keinen erheblichen Einfluß hat, ob der Wind in kaltem Zuſtande durch eine Röhrenleitung von 70 Fuß oder von 250 Fuß Länge bis zur Form gehen muß und ſelbſt das Zwängen des kalten Winds aus den 10zölligen durch die 7zölligen Röhren des Wärmapparats hatte keine Wirkung geäußert. Es wird hierdurch der Einwand widerlegt, daß

die vielen Röhren in dem Apparat ein Hinderniß für das Gebläſe bewirken. Der ſpäter bemerkte Widerſtand beim Gebläſe iſt daher einzig der erhöhten Temperatur der Luft zuzuſchreiben.

Die Differenz von 1 Linie in der Queckſilberhöhe des Windmeſſers am Gebläſe und bei den beiden Formen hat wahrſcheinlich ihren Grund in einer Undichtigkeit der Stopfungsbüchſe m auf Tafel 29. Denn bei einem frühern Verſuch, wo man den Wind 14 Tage lang durch den kalten Apparat ebenfalls ohne Aeußerung eines Einfluſſes auf das Gebläſe ſtrömen ließ, hat man dieſe Differenz am Windmeſſer nicht bemerkt, weil der Thon in dem Dichtungsmaterial noch nicht ſo zuſammengetrocknet war und die Stopfbüchſe keinen Wind durchließ. Bei dieſer Beobachtung war die Temperatur in der Gebläſekammer + 20 Grad R., in der Windleitung an den beiden Formen + 28 Grad R. und in dem Rohr dicht vor dem Apparat auf der Gicht + 41 Grad.

Obgleich die Flamme in den Apparat nicht eingetreten war, ſo hatten die Röhren doch durch die Gichtflamme Hitze erhalten, wodurch die Temperaturerhöhung entſtand.

Nachdem alles für den Betrieb mit heißem Wind vorbereitet war, wurde in der eilften Blaſewoche, Dienſtags den 9. September 1834, Vormittags um 9 Uhr, nachdem man 2 Stunden früher das bei kaltem Winde noch erzeugte Rohſtahleiſen abgelaſſen hatte, der Apparat zur Erhitzung der Gebläſeluft in Gebrauch genommen und zu dem Ende der den Ofen verſchließende Schieber weggezogen.

Die lebhaft einſtrömende Flamme hatte nach 3 Stunden die Röhren und mithin den durchſtreichenden Wind ſo erhitzt, daß die Temperatur des Winds bei der rechten Form *) ſchon bis auf + 130 Grad geſtiegen war. Bei der linken Form betrug ſie nur 100 Grad. Dieſe Differenz in der Temperatur des Winds bei den beiden Formen hat ſich noch immer erhalten und ſchwankt zwiſchen 25 und 30 Grad. Die Urſache davon iſt bei der Beſchreibung der Röhrenleitung angegeben.

Die Wirkung, welche der heiße Wind zuerſt auf den Hohofen ausübte, war, daß beide Formen ſich von allem Schlacken- und Friſcheiſenanſatz ſäuberten, außerordentlich hell gingen und augenblicklich eine viel ſtärkere Hitze im untern Geſtellraum ſich verbreitete. Der Ofen war bereits im Gahrgange, denn der letzte Abſtich um 7 Uhr Morgens zeigte noch ein ſchönes Spiegeleiſen mit grauem Saum. Die Schlacke blieb im Laufe des Tags dieſelbe, wie früher, nämlich von lichtgelblich grüner Farbe, die beim Waſſeraufguß

*) Die rechte und linke Form beim Hohofen bezeichnet man hier nach ihrer Lage zu dem Lauf des Eiſens aus dem Heerd und zwar nach Analogie des rechten und linken Ufers bei den Flüſſen.

zu einer weißen bimsſteinartigen Maſſe aufblähte. Das Abends um 5 Uhr abgeſtochene Eiſen hatte ſchon ſeine ſpiegeliche Textur verloren und ein graues körniges Gefüge angenommen. Zur Zeit des Anblaſens mit heißem Winde ſtand der Satz auf 7⅞ Centner für die Gicht (die ſtets 32 Kubikfuß Kohlen enthielt) und da die Zunahme des Gaargangs auch augenſcheinlich einen ſtärkern Satz verlangte, ſo brachte man dieſen auf 8⅞ Ctr.

Man hatte zwar mit 760 Kubikfuß Wind bei einer Preſſung von 19½ Linien Queckſilberhöhe mit heißem Wind angefangen, allein bald ſtieg die Preſſung durch die zunehmende Erwärmung der Heitz- und Windleitungsröhren, obgleich das Gebläſe nur 665 Kubikfuß Wind in der Minute lieferte und da es nicht rathſam ſchien, vorerſt dieſe höhere Preſſung, welche nothwendig durch den Widerſtand der erhitzten Luft entſtanden ſeyn mußte, durch vermehrtes Aufſchlagewaſſer zu vergrößern, um wieder die 760 Kubikfuß Wind zu erhalten, ſo ſteigte man das Gebläſe weiter nicht an und behielt das geringere Windquantum bei. Abends 8 Uhr war der Wind bei der rechten Form bis auf 186 Grad und bei der linken bis auf 155 Grad erhitzt.

Das Gebläſe lieferte bei derſelben Waſſerconſumtion, wo es beim kalten Betrieb 8 Umgänge oder 760 Kubikfuß Wind pro Minute gab, jetzt nur 7 Umgänge oder 665 Kubikfuß; der Windmeſſer am Gebläſe zeigte 25 Linien und bei beiden Formen 21 Linien. Dieſe Differenz in der Queckſilberhöhe an den beiden bezeichneten Stellen iſt in der ganzen Betriebszeit bald mehr bald weniger geblieben und da man nirgends eine Undichtigkeit an den Röhren weder im Apparat, noch bei der Leitung hat bemerken können, ſo ſcheint einzig der geringe Windverluſt, welchen die mehrerwähnte Stopfbüchſe verurſacht, der Grund davon zu ſeyn *). Abends hatte

*) Um ſich von der Wahrheit dieſer Vermuthung zu überzeugen, ließ man ſpäter einmal bei einem guten Gange des Ofens, gleich nach dem Gießen, den kalten Wind 10 Minuten lang, nach Schließen und Oeffnen der betreffenden Ventile, nicht durch den Apparat auf der Gicht, ſondern durch die kürzere für den Betrieb mit kalter Luft beſtimmte Röhrenleitung nach den Formen ſtreichen. Der Windmeſſer zeigte hierbei am Gebläſe 23¾ Linien und bei jeder Form ganz gleich 25¼ Linie Queckſilberhöhe. Die Temperatur in der Gebläſeſtube war + 8°, an der rechten Form + 40° und an der linken + 60°. Hierbei konnte der Windverluſt an der Stopfungsbüchſe keinen Einfluß haben, allein die durch die heißen Röhren bewirkte höhere Temperatur der Luft verurſachte hier eine größere Preſſung an den Formen. Die höhere Temperatur an der linken Form entſtand durch den 26 Fuß längern Weg, welchen die kalte Luft in der erhitzten Röhre von einer Form zur andern machen mußte. Auf den Gang des Ofens hatte dieſe kurze Veränderung keinen Einfluß.

Unmittelbar vor dieſem Verſuch war die Temperatur der Luft in der Gebläſeſtube + 8°, an der rechten Form 212° und an der linken 184°. Der Windmeſſer zeigte am Gebläſe 30 Linien und an den beiden Formen 23¼ Li-

ſich die 40 Fuß lange Leitung vom Wärmofen auf der Gicht bis zur Stopfbüchſe um ¼ Zoll gedehnt. Der gaare Gang nahm am folgenden Tage noch mehr zu, daher man mit dem Satz bis 9½ Ctr. für die Gicht ſtieg. Das abgeſtochene Eiſen hatte ſich noch mehr verändert, war ganz dunkelgrau, ohne lichte Stellen geworden und zeigte beim Zerſchlagen eine ſehr große Feſtigkeit und Stärke. Die Schlacke blieb ſehr gaar und porös, die Formen hell, die Gichtflamme noch ziemlich lebhaft, obwohl etwas dunkler von Farbe. Der Gang des Gebläſes blieb derſelbe und die Temperatur der Gebläſeluft war an der rechten Form 170° und an der linken 142°. In 24 Stunden waren 23 Gichten erfolgt. Bisher hatte man am Wärmofen auf der Gicht die bogenförmigen Verbindungsröhren an beiden Seiten frei gelaſſen, ohne ſie gegen die äußere Luft zu ſchützen, um zu ſehen, wie ſich der Kitt beim Feuern verhalte und um nöthigenfalls denſelben ergänzen zu können. Da ſich aber bis jetzt durchaus nichts Nachtheiliges dabei zeigte und ſich derſelbe in allen Theilen feſt und dicht erhalten hatte, — wovon wahrſcheinlich das gute und langſame Austrocknen Veranlaſſung iſt, ſo wurden am 11. September die beiden Wände, welche auf Taf. (?) bei O dargeſtellt ſind, aufgeführt. Dies war Nachmittags beendigt und nun erhöhte ſich die Temperatur des Winds ſo ſehr, daß ſie Abends 220° an der rechten und 185° an der linken Form zeigte. Am Wärmofen ſchmolz ein in das Ausgangsrohr gehaltener Zinkdraht, daher man hier die Temperatur des Winds zu 296° annahm. Es gingen alſo auf dem Wege bis zur rechten Form 76° Wärme verloren, obgleich die Windleitungsröhren mit einem ſchlecht wärmeleitenden Material, dem Bimsſteinconglomerat, gut ummantelt waren und dieſer Mantel äußerlich kaum fühlbar warm war, weshalb man nicht vermuthen konnte, daß derſelbe ſo viel Wärme entweichen ließ. Die Temperatur der Luft in der Gebläſeſtube war + 17°.

Bei dem noch immer fortdauernden gaaren Gange wurde der Satz bis auf 10½ Ctr. für die Gicht erhöht. Die ſehr lebhafte und ſtarke Gichtflamme hatte die Röhren im Apparat mehr wie kirſchroth erhitzt und weil man bei einer noch größern Erhitzung Gefahr für ſelbige befürchtete, ſo wurde die Oeffnung, wodurch die Flamme in den Apparat tritt, vermittelſt des Schiebers um ¼ verkleinert. Mit der größern Hitze des Winds nahm auch der Widerſtand des Gebläſes zu, ſo daß daſſelbe bei demſelben Waſſerquantum nur 6½ Wechſel in der Minute machte, welches 617½ Kubikfuß Wind in der Minute gab, bei einer Preſſung von 23½ Linien in der Gebläſeſtube und 20 Linien an den beiden Formen.

---

nien Queckſilberhöhe. Bei 1 Zoll Düſenweite gab das Gebläſe 807½ Kubikfuß Wind pro Minute und gebrauchte zum Betrieb 1,85 Kubikfuß Waſſer in der Secunde.

Die Ausdehnung der Windleitung durch die Wärme betrug jetzt bei der Stopfbüchſe ⅜ Zoll.

Bei dem fortdauernden Gaargange hatte man den Satz nach und nach bis auf 11 Ctr. für die Gicht erhöht. Dieſer Satz trat den 13. Sept. Vormittags vor die Form, wobei die Schöpfprobe ein dunkelgraues Eiſen zeigte, deſſen Mitte ein weißer Kern durchzog. Man ſtieg daher mit dem Satz bis auf 11¼ Ctr. für die Gicht, weil man ein weißes ſtahlartiges Eiſen zu erzeugen wünſchte und der geringe Vorrath an Spatheiſenſtein keine langen Verſuche mehr geſtattete.

Mittags zeigte ſich etwas Stein vor den Formen, die jedoch noch hell und ohne Naſe blieben. Die Schlacke ſelbſt war zwar noch porös und lichtfarbig, bekam aber vor dem Waſſerbeguß auf der Oberfläche einen leberfarbigen Ueberzug. Da man unter dieſen Umſtänden einen Rohgang befürchtete, ſo verminderte man den Satz bis auf 10¾ Ctr. für die Gicht. Das Mittags abgeſtochene recht flüſſige und hitzige Eiſen warf viele Funken, hatte nach dem Erkalten eine nicht mehr concave, ſondern ebene Oberfläche mit Glühſpanſchuppen angenommen und ſchien ein hochgeblaſenes Eiſen zu ſeyn. Auf dem Bruch zeigte ſich daſſelbe noch halb grau- halb weißſtrahlig, ohne Hervortreten von Spiegelflächen. Der Gichtengang von 23 — 24 Stunden blieb noch derſelbe. Bisher war der Gang des Gebläſes derſelbe geblieben, wobei der Wind eine Hitze von 212°, bis 220° zeigte. Am 14. Sept. zu Anfang der zwölften Blaſewoche hatte aber die Gichtflamme bei 6½ Gebläſewechſel an Lebhaftigkeit und Intenſität abgenommen, auch die Formen einen kleinen Anſatz bekommen, was auf mindere Hitze hindeutete; man ſuchte daher dieſes durch ſtärkern Gebläſewechſel zu verbeſſern und ſtellte daſſelbe auf 7½ Umgänge oder 712½ Kubikfuß in der Minute, wobei der Windmeſſer am Gebläſe 24 Linien und an den beiden Formen 23 Linien zeigte. Die Waſſerconſumtion für das Gebläſerad betrug bei dieſem vermehrten Windquantum in der Secunde 1,46 Kubikfuß. Die Temperatur des Winds an der rechten Form war 200° und an der linken 170°. Den vorgeſchobenen Schieber am Flammenloch zog man wieder zurück, ſo daß daſſelbe ſeine urſprüngliche Breite von 2 Fuß wieder erhielt.

Der Vorrath von Spatheiſenſtein war jetzt aufgearbeitet und den 14. Sept. Mittags um 1 Uhr wurde die letzte Gicht davon geſetzt; man fuhr daher ſogleich mit der gewöhnlichen Eiſenbeſchickung fort, welche aus folgenden Sorten beſtand:

| | | |
|---|---|---|
| 40 | Scheffel Eiſenſtein von der Grube | Louiſe, |
| 40 | „ „ „ „ „ | Friedrich Wilhelm, |
| 20 | „ „ „ „ „ | Kaltenborn, |
| 18 | „ Kalkzuſchlag. | |

Da man in den vorhergehenden Tagen bei Anwendung des heißen Winds den Satz beim Spatheiſenſteinſchmelzen von $7\frac{7}{8}$ Ctr. bis auf $10\frac{3}{4}$ Ctr. für die Gicht erhöhen konnte und dabei immer noch kein ſtahlartiges weißes, ſondern mehr ein graues Eiſen erhielt, ſo glaubte man auch, daß ſich der Satz bei der Eiſenbeſchickung erhöhen laſſe. Davon ausgehend trug man kein Bedenken, ſogleich den erſten Satz der Eiſenſteinsbeſchickung auf 13 Ctr. für die Gicht zu beſtimmen und dann mit 14 Ctr. fortzuſahren bei immer gleichbleibender Kohlengicht von 32 Kubikfuß.

Der Gang des Ofens am Tag und des Abends war, ungeachtet dann und wann etwas aufgelöſter teigiger Stein vor die Form kam, doch noch gaar. Das des Abends abgeſtochene Rohſtahleiſen zeigte auf dem Bruch weiße Stellen, war aber größtentheils noch körnig und grau. Abends ſetzte ſich die Gicht zwar etwas, welches ſich jedoch bei den Formen nicht bemerken ließ; die Schlacke war von gleichbleibender guter Beſchaffenheit.

Am 15. September Mittags zwölf Uhr kamen die Tags vorher Mittags ein Uhr aufgegebenen Eiſenſteinsſätze in den Schmelzpunkt und gaben ſich durch ſcharfen Gang und Rücken der Gichten zu erkennen. Die Formen erhielten ſich zwar noch hell und ziemlich rein, die Gichtflamme hatte aber an Kraft abgenommen, mithin auch die Hitze der Luft, deren Temperatur Mittags zwölf Uhr an der rechten Form 185° und an der linken 158° war. Im Rohr, dicht vor dem Apparat auf der Gicht wollte Zink nicht mehr ſchmelzen, Blei kam jedoch noch in Fluß, welches einer Temperatur von 257° entſpricht. Das Gebläſe gab $712\frac{1}{2}$ Kubikfuß in der Minute, die Waſſerconſumtion war 1,46 Kubikfuß in der Sekunde und der Windmeſſer zeigte am Gebläſe $25\frac{1}{2}$ Linien und bei den Formen $23\frac{1}{2}$ Linien.

Mit Eintritt der aufgegebenen neunzehnten Gicht ſtellte ſich auch die Eiſenſchlacke ein, wiewohl noch unrein, gelblich und dunkelgrau tingirt. Das um ein Uhr Mittags abgeſtochene Rohſtahleiſen war das letzte aus Spatheiſenſtein. Es war bei einem Satz von $10\frac{1}{4}$ Ctr. erzeugt, hatte einen weißen Bruch mit grauen Punkten auf der untern Fläche, dem feinſtahligen ſich nähernd.

Bei dem Betriebe mit heißem Winde ſind überhaupt 489 Ctr. 78 Pfd. Rohſtahleiſen erzeugt und dazu $171\frac{7}{8}$ Beſchickung aus $\frac{1}{5}$ Eiſenſtein von der Louiſe und $\frac{4}{5}$ Spatheiſenſtein beſtehend und 544 Tonnen Holzkohlen in $121\frac{1}{4}$ Gichten verbraucht. Es kommen alſo durchſchnittlich auf 100 Pfd. Produkt:

2,27 Kubikfuß Eiſenſtein und
7,18 „ Holzkohlen.

Da man nun beim kalten Wind zu 100 Pfund Rohſtahleiſen
2,41 Kubikfuß Eiſenſtein und
10,13 „ Holzkohlen gebraucht hatte, ſo waren bei

dieſem Verſuch ungefähr 29 Prozent Holzkohlen und 6 Prozent Eiſenſtein weniger verbraucht.

Von dem bei heißem Wind erzeugten Rohſtahleiſen wurden gleich Proben an ein benachbartes Rohſtahlfeuer geſchickt. Dieſes war ſehr damit zufrieden, fand ſowohl das Rohſtahleiſen als auch den daraus erzeugten Rohſtahl ſehr gut und nahm, was wohl der beſte Beweis für die Güte deſſelben iſt, das ganze bei heißem Wind erzeugte Rohſtahleiſen eben ſo gern, wie das bei kaltem Wind erblaſene Spiegeleiſen.

Nach den auf einem andern Rohſtahlfeuer gemachten Verſuchen ſoll dieſes Rohſtahleiſen etwas längere Zeit zum Friſchen erfordert und daher etwas mehr Kohlen gebraucht haben, dagegen hat es 5 Prozent mehr Rohſtahl geliefert, der eine ſehr gute Beſchaffenheit gezeigt hat.

Aus allem dieſen möchte nun wohl das Reſultat zu ziehen ſeyn, daß das Verſchmelzen der Spatheiſenſteine bei heißem Wind mit vielem Vortheil geſchehen kann, daß das erzeugte Produkt ſich für die Rohſtahlfabrikation ſehr gut eignet und daß ſich daraus ein Stahl von gleicher Güte wie aus dem bei kaltem Wind erblaſenen Rohſtahleiſen erzeugen läßt. Betriebsverhältniſſe geſtatteten nicht, den Verſuch hier ſo lange fortzuſetzen, bis man ein Spiegeleiſen erhielt und man mußte ſich in der 5tägigen Betriebsdauer damit begnügen, ein graues und weißſtrahliges Produkt zu erhalten, das ſich dem Rohſtahleiſen mit Spiegelflächen nähert. Indeß macht ein am 13. September bei einem Satz von $10\frac{1}{4}$ Ctr. erfolgter Abſtich, von dem das Eiſen, im Kern des Bruchs, große Anlage zum Spiegel zeigte und oben und unten von ſtarkem grauen Saum ſcharf begrenzt war, es ſehr wahrſcheinlich, daß bei dieſem oder einem wenig erhöhten Satz bei längerer Dauer ein wirkliches weißes Spiegeleiſen erzeugt worden wäre.

Es ward vorhin bemerkt, daß die Mittags in das Geſtell getretenen Eiſenſteinſätze einen ſcharfen Gang des Hohofens bewirkt hätten. Dieſer Zuſtand wurde Nachmittags ſchlimmer und artete in einen bedeutenden Rohgang aus. Die Gichten ſprangen oder ſanken anhaltend $1\frac{1}{2}$ bis 2 Fuß plötzlich ein, die Gichtflamme nahm eine fahlrothe Farbe an, wurde matter und vor den Formen, die anfänglich und bis Mitternacht noch ziemlich rein und hell blieben, erſchien halbgeſchmolzener Eiſenſtein. Unter dem Tümpel und aus der Gicht ſtieg ein grauer Rauch auf, im Geſtell war es ſehr unruhig und der einſtrömende Wind verurſachte, indem er die rohe Schlacke durchſtrich, ein ſtarkes Brauſen und Töne gleich dem Knall einer Peitſche. Den Satz ſtellte man ſogleich auf zwölf Ctr. für die Gicht zurück und ermäßigte denſelben ſpäter ſogar bis auf zehn Ctr. Die Schlacke wurde dunkelgrün und zuletzt ſchwarz, das abgelaſſene Eiſen floß noch ziemlich raſch, war aber durchaus weiß.

Der Rohgang hielt bis am folgenden Tage Vormittags neun Uhr an und hatte in der Nacht von zwei bis fünf Uhr seine größte Stärke erreicht, zu welcher Zeit selbſt die Formen nicht mehr leuchten wollten. Obgleich Vormittags die leichtern Gichten von zwölf und zehn Ctr. in den Schmelzpunkt kamen, ſo war bei den helle gehenden Formen doch noch abwechſelnd roher Stein wahrzunehmen, allein das abgefloſſene Eiſen floß beſſer, konnte jedoch zur Gießerei noch nicht gebraucht werden. Die dunkelgrüne Schlacke wurde heller, war beſſer verglaſt und ſpielte ins Dunkelgraue. Gegen Mittag wurde der Gang gaarer und die Gichten ſetzten ſich nur noch zuweilen einen Fuß tief. Um die Gichtflamme zu verſtärken und die Temperatur des Winds zu erhöhen, wurde das Gebläſe auf acht Wechſel oder 760 Kubikfuß Wind in der Minute gebracht. Die dadurch lebhafter gewordene Gichtflamme bewirkte, daß die Gebläſeluft wieder eine Temperatur von 210° erhielt. Dieſer heiße Wind äußerte eine ſo große durchgreifende Wirkung, daß ſchon Nachmittags um vier Uhr das Eiſen aus dem Hohofen zur Gießerei benutzt werden konnte. Die abgegoſſene Potterie war ſchön von Anſehen, ſcharf ohne Schweißnäthe und in den dünnſten Stellen grau.

Den Satz erhöhte man daher wieder bis auf 11 Ctr. für die Gicht. Der gute und gaare Gang des Ofens dauerte auch des andern Tags den 17. September noch fort, ſo daß man den Satz wieder auf $11\frac{1}{2}$ Ctr. für die Gicht erhöhen konnte. Die Schlacke war rein verglaſt, hellgrau von Farbe, mit Waſſer begoſſen zum Theil ganz bläulich weiß und porös. Das Eiſen war gut und konnte Mittags und Abends vergoſſen werden. Der Ofen war alſo wieder in einen recht guten Gang gekommen.

Das Gebläſe lieferte 760 Kubikfuß Wind in der Minute und gebrauchte 1,49 Kubikfuß Waſſer in der Secunde. Bei 1,8 Zoll Düſenweite zeigte der Windmeſſer am Gebläſe $28\frac{1}{2}$ Linien und an den beiden Formen 25 Linien Queckſilberhöhe. Die Temperatur des Winds an der rechten Form war 210° und an der linken Form 178°.

Das aus den hohlen Formen abfließende Waſſer wurde auch mit dem Thermometer unterſucht und zeigte das von der rechten Form + $17\frac{1}{2}$° und von der linken Form + 18°. Das Waſſer im Schützkaſten vor dem Einſtrömen in die Formen hatte eine Temperatur von $10\frac{1}{2}$°. Bei ſpätern Verſuchen war die Temperatur des Waſſers im Fluthkaſten + 6° und beim Ausfluß aus den Formen nur 7 bis 8°.

An Gichten erfolgten 23 bis 24 in 24 Stunden und zogen regelmäßig. Bei dieſem guten Gange des Ofens bemerkte man bald, daß an Kalkzuſchlag abgebrochen werden konnte und daß man anſtatt 17 Scheffel mit 14 Scheffeln für den Möller ausreichen werde. Mit dieſem geringern Quantum Kalkſtein iſt man auch in der Folge

ausgekommen, ſo daß man eine Erſparung von 3 Scheffeln Kalkſtein für den Möller den Wirkungen des heißen Winds zuſchreiben kann.

Der große Einfluß, welchen der heiße Wind auf den eben beſchriebenen überſetzten Gang des Hohofens hatte, darf hier nicht unbeachtet bleiben. Bei einem ſolchen ſtarken Rohgange, wie hier Statt fand, würde beim Blaſen mit kalter Luft der Heerd durchaus verſetzt und der Ofen zum Erliegen gekommen ſeyn. Beim heißen Wind iſt dies Uebel weit weniger gefährlich und ſchneller vorübergehend, läßt auch keine ſo nachtheiligen Folgen zurück. Denn am 16. September Morgens von 2 bis 5 Uhr war der Rohgang ſo ſtark, es trat ſo viel roher Stein in den Heerd und verdunkelte die Formen ſo ſehr, daß man ein Erſticken des Ofens immer befürchtete. Allein anſtatt man beim kalten Wind das Windquantum in ſolchem Falle zu vermindern ſucht, verſtärkte man jetzt das Gebläſe, um durch die vermehrte Gebläſeluft eine ſtärkere Gichtflamme, mithin heißern Wind und folglich auch größere Wirkſamkeit deſſelben hervorzubringen. Hierdurch kam der rohe Stein im Geſtell nach und nach zum Schmelzen und nach 12 Stunden, alſo Nachmittags um 4 Uhr, war das Uebel ſo ganz gehoben, daß man mit dem Eiſen, welches nun erfolgte, die feinſten Sachen gießen konnte. Wenn auch die Temperatur der erhitzten Gebläſeluft von + 190°, wie ſie im Augenblick des ſtärkſten Rohgangs hier war, im Verhältniß zu der großen zum Schmelzen des Eiſens erforderlichen Hitze im Heerde des Hohofens, nur als unbedeutend anzuſehen ſeyn möchte, ſo muß doch die Erhöhung der Temperatur von + 18°, — wie zu jener Zeit die Lufttemperatur war — bis zu + 190° bedeutend genug ſeyn, um ſolche außerordentliche Wirkungen hervor zu bringen.

Eine andere Erſcheinung beim Betriebe mit heißem Wind iſt hier auch beachtet worden, die ebenfalls bemerkt zu werden verdient. Es zeigten ſich nämlich in der vorigen Campagne bei kaltem Winde, nach Beendigung eines Spatheiſenſteinſchmelzens, noch mehrere Tage nachher, theils an der Schlacke, theils bei dem Eiſen ſelbſt, Spuren der frühern Beſchickung.

Gegenwärtig bei dem heißen Winde hat man einige Gichten ſpäter, als die Eiſenbeſchickung im Gange war, keine Spur mehr von dem entdecken können, was dem Spatheiſenſtein angehörte.

Der gute gaare Gang des Hohofens war nicht von langer Dauer, ſondern veränderte ſich oft. Das Rücken oder Springen der Gichten wiederholte ſich öfter, worauf ein ſcharfer und zuweilen auch ein Rohgang folgte. Es war dieſe Erſcheinung um ſo auffallender, weil in den 7 Wochen beim Verſchmelzen des Spatheiſenſteins, ſowohl bei kaltem als heißen Wind, der Ofen ſehr gleichförmig gegangen und das Rücken der Gichten gar nicht vorgekom-

men war. Man machte daher mehrere Verſuche, um die Urſache dieſer Erſcheinung zu finden. Zuerſt verminderte man das Windquantum auf 6½ Wechſel oder 641 Kubikfuß, wobei die Preſſung am Gebläſe 22 Linien und an den Formen 19½ Linien wurde.

Allein hierdurch verminderte ſich auch die Gichtflamme und die Temperatur der Gebläſeluft, welche bei der rechten Form auf + 175° und bei der linken auf + 147° fiel. Eine Folge war Rücken der Gichten und Rohgang, den man durch verminderte Eiſenſätze zu beſeitigen ſuchte. Hierauf vermehrte man das Windquantum wieder bis auf 8 Wechſel oder 760 Kubikfuß in der Minute und legte weitere Düſen von 2 Zoll Durchmeſſer oder 3,14 Quadratzoll Querſchnitt ein; den zu weit gewordenen Formen gab man durch Einſetzen der vorhin beſchriebenen kleinen Futter dieſelbe Weite von zwei Zoll Durchmeſſer. Zugleich ließ man aus der Beſchickung 20 Prozent kleinen Eiſenſtein weg und nahm dafür groben Eiſenſtein, indem man glaubte, daß derſelbe, ſeines mit ſich führenden Lettens wegen, ſich zuſammen balle und das Rücken der Gichten bewirke.

Als dieſes noch keine Aenderung hervorbrachte, ließ man den Kaltenborner Eiſenſtein, welcher ebenfalls eine ſteife und zähe Schlacke bewirkt, ganz weg und nahm folgende Beſchickung:

40 Scheffel groben Eiſenſtein von der Louiſe
10 „ kleinen „ daher
40 „ groben „ von Friedrich Wilhelm
10 „ kleinen „ daher
14 „ Kalkzuſchlag, den man aber bald auf 12 Scheffel für den Möller vermindern konnte. Dieſe reiche und leichtflüſſige Beſchickung brachte zwar einen ſehr guten Gang im Hohofen hervor, allein das Rücken der Gichten wurde dadurch doch nicht ganz beſeitigt.

Endlich wurde eine andere Abtheilung im Kohlenſchoppen angegriffen, worin die Kohlen von einer guten und ziemlich gleichen Beſchaffenheit waren. Hierbei verlor ſich das Rücken der Gichten und man entdeckte nun auch die Urſachen der frühern Unregelmäßigkeiten im Gange des Ofens. Es ſcheint nämlich, daß die Kohlen bei heißem Wind ihre ganze Kraft hergeben und daß der Schmelzpunkt viel tiefer, wie bei kaltem Wind liegt. Wenn nun Gichten mit Kohlen von minderer Güte kommen, aber derſelbe Steinſatz wie bei guten Kohlen vorhanden iſt, ſo kann der ganze Stein nicht verarbeitet werden, ſondern muß wegen des ſehr tief liegenden Schmelzpunkts gleich roh in den Heerd treten. Es entſteht alſo gleich ein Rücken der Gichten und Rohgang. Der Ofen iſt daher bei heißem Winde gegen eine ſehr geringe Veränderung in der Qualität der Kohlen, oder was daſſelbe iſt, in der Erhöhung des Satzes, viel empfindlicher, wie bei kaltem Wind und der Zuſatz von ½ Ctr. für die Gicht wirkt bei dieſem viel mehr, als bei jenem ¹⁄₁₀ Ctr. Es iſt

alſo bei dem Hohofenbetrieb mit heißem Winde von großer Wichtigkeit, Kohlen von gleicher Beſchaffenheit zu haben. Denn nur in dem einzigen Umſtande, daß man dieſe hier eine Zeit lang nicht hatte, lag die Urſache des abwechſelnden Gangs des Ofens. Es wird daher eine große Aufmerkſamkeit darauf verwendet, den Satz in ein richtiges Verhältniß mit der Güte der Kohlen zu bringen, welches aber um ſo ſchwieriger iſt, je öfter die Beſchaffenheit derſelben ſich verändert. Es iſt merkwürdig, welche große Veränderung ein kleiner Zuſatz ſchon bewirkt, denn man braucht hier oft den Satz nur jede zweite, zuweilen auch erſt jede dritte Gicht mit $\frac{1}{8}$ Ctr. zu vermehren, was für die Gicht $\frac{1}{16}$ oder resp. $\frac{1}{24}$ Ctr. ausmacht. Für die Gießerei muß daher der Ofen ſtets in einem gaaren Gang erhalten werden, um immer das Eiſen von gleicher Beſchaffenheit zu erzielen und hier hat die Erfahrung ergeben, daß, wenn das Eiſen einmal oder zweimal gefüttert werden muß, der Satz nicht geändert werden darf, daß aber, wenn dieſe Operationen anhaltend 3 bis 4 Mal zu wiederholen nöthig iſt, man den Satz ein wenig verſtärken kann. Bemerkenswerth iſt hierbei, daß, obgleich des tiefen Schmelzpunkts wegen, ſcharfe Gichten leicht eintreten, doch erſt mehrere hinter einander folgen müſſen, ehe das Eiſen zur Gießerei unbrauchbar wird, welches bei kaltem Wind ſchon nach einigen ſcharfen Gichten der Fall iſt.

Durch aufmerkſame Benutzung aller dieſer Erfahrungen iſt es nun gelungen, den hieſigen Hohofen ſeit den letzten drei Monaten bei heißem Wind in einem gaaren und gleichförmigen Gange zu erhalten. Wenn auch dann und wann einige ſcharfe Gichten ſich zeigten, ſo war dies doch ſehr vorübergehend und von wenigem Einfluß und ſelten fiel ein Guß vor, der für die Förmerei nicht gebraucht werden konnte.

Der Satz wechſelte zwiſchen $11\frac{3}{8}$ und $11\frac{5}{8}$ Ctr. für die Gicht. An Gichten erfolgen in 24 Stunden 24 bis 25 und die wöchentliche Produktion betrug 700 bis 710 Ctr. Das Gebläſe lieferte bei $8\frac{1}{2}$ Wechſeln $807\frac{1}{2}$ Kubikfuß Wind in der Minute und gebrauchte 1,85 Kubikfuß Waſſer in der Sekunde. Bei 2 Zoll Düſenweite war die Preſſung am Gebläſe $29\frac{1}{2}$ Linien und an den Formen 23 Linien Queckſilberhöhe.

Die Temperatur der Gebläſeluft wechſelte beim gaaren Gang und bei trockenen Erzen zwiſchen 190° und 200° an der rechten Form, an der linken blieb ſie immer 25 bis 30° weniger. Hierbei mußten aber die Wärmröhren im Apparat auf der Gicht alle Tage zweimal vom Gichtſand gereinigt werden. Dieſes geſchah jedesmal während des Gießens, wo das Gebläſe ſtill geſtellt wurde, vermittelſt Kratzeiſen, die nach der Form ausgeſchnitten waren. Der auf den Boden des Ofens herabfallende Gichtſand wurde durch die daſelbſt befindliche Oeffnung herausgezogen.

Bei naſſen Erzen wurde durch die ſich in der Gicht entwickelnden Waſſerdämpfe die Gichtflamme ſchwächer und die Temperatur der Gebläſeluft nahm ſo ab, daß ſie oft nur an der rechten Form 165° und an der linken 145° war.

Anfangs konnte man ſich nicht denken, daß der Feuchtigkeitsgehalt in den Erzen, der nach einem Verſuch 9¼ Prozent beträgt, eine ſolche Abnahme der Temperatur bewirke und glaubte, daß die Erwärmungsröhren durch die Flamme von einer Glühſpanrinde überzogen wären und dieſe der Erwärmung der durch die Röhren ſtrömenden Luft hinderlich ſey, welches man auf andern Werken wollte bemerkt haben. Allein dies ſcheint nicht der Fall geweſen zu ſeyn, denn bei Verminderung der Näſſe in den Erzen ſtieg auch die Temperatur und erreichte wieder die vorige Höhe von 212 Grad. Spätere Erfahrungen haben auch ergeben, daß eine Oxydation an den Wärmröhren noch nicht muß Statt gefunden haben, denn bis jetzt hat dieſe nach 16wöchigem Gebrauch keinen Einfluß auf die Erhitzung der Gebläſeluft gehabt. Die Temperatur der Röhren fiel bei naſſen Erzen und Rohgang und ſtieg eben ſo hoch wieder bei trockenen Erzen und anhaltendem Gaargang.

Die bei Regenwetter und Näſſe durch Feuchtigkeit der Erze entſtandene Verminderung der Temperatur der Gebläſeluft hatte auf den Gang des Ofens keinen Einfluß. Auch war es nicht nöthig, deshalb vom Satz abzubrechen, weil dieſer, wegen der darin befindlichen 9¼ Prozent Feuchtigkeit, die beim Aufgeben mit gewogen wurde, ſchon von ſelbſt weniger trocknes Erz enthielt. Aber auf die Quantität der wöchentlichen Produktion und auf den Kohlenverbrauch wirkte ſie nachtheilig. Bei einer durch zufällige Umſtände verurſachten Verminderung der Temperatur der Gebläſeluft würde es für den Betrieb oft ſehr vortheilhaft ſeyn, wenn man durch eine von der Gichtflamme unabhängige Heitzung des Wärmofens die Temperatur der Gebläſeluft vermehren könnte. Zum Verſuch wurden hier einmal, als bei einigen ſcharfen Gichten die Gichtflamme etwas abzunehmen anfing, einige grobe Steinkohlenſtücke auf die Sohle des Wärmofens in die Nähe des Flammenlochs geworfen, welche auch ſogleich in Flamme aufgingen. Nach Verlauf von 15 Minuten ſtieg die Temperatur der Gebläſeluft von 194° auf 200°. Da die Steinkohlen jedoch nicht auf einem Roſt lagen, ſo konnte man ſich von der Wirkſamkeit derſelben nicht mehr verſprechen, unterließ um ſo mehr das anhaltende Feuern, als ſich bald wieder ein gaarer Gang beim Ofen einſtellte und dadurch die Gichtflamme an Hitze wieder zunahm. Es möchte daher wohl zweckmäßig ſeyn, beſondere Heitzvorrichtungen an den Wärmofen anzubringen, die ſich leicht einrichten laſſen und welche bei manchen Vorfällen recht vortheilhaft benutzt werden würden.

Es iſt noch bemerkenswerth, daß die Differenz in der Temperatur der Luft, an der Form und im Apparat, nach einer längern Betriebszeit nicht mehr ſo groß wie im Anfange war. Wenn anfänglich das Thermometer an der rechten Form 200° zeigte, ſo ſchmolz Zink am Apparat augenblicklich, welches man zu 296 Grad annahm. Später wollte bei jener Temperatur von 200 Grad das Zink am Apparat nicht mehr ſchmelzen und nur Blei, deſſen Schmelzpunkt zu 257° angenommen iſt, kam in Fluß. Die Temperatur kann nun wohl die 257° überſteigen, ſie erreicht aber doch nicht 296°. Wahrſcheinlich abſorbiren die nähern Umgebungen der Röhrenleitung nicht mehr ſo viel Wärme, daher auch der Wärmeverluſt an der Form nicht ſo groß ſeyn kann. Es iſt wohl die Vermuthung geäußert, daß die Luft durch Verdichtung an Wärme zunehme und man die Erhitzung derſelben nicht allein der Gichtflamme zuſchreiben dürfe. Zur Erforſchung dieſer Wärmezunahme wurden hier auch Beobachtungen angeſtellt und man fand, daß, wenn die Temperatur der Luft in der Gebläſeſtube + 8° war, die verdichtete Luft im Windrohr, dicht am Gebläſe, bei welcher der Windmeſſer 30 Linien Queckſilberhöhe zeigte, eine Temperatur von + 12° hatte. Oft wiederholte Meſſungen gaben dieſe Zunahme immer nur auf + 4° an. Es iſt alſo dieſer Umſtand für die Erhitzung der Luft von keiner großen Bedeutung.

Unter den vorhin angegebenen Verſuchen, dem Hohofen einen gleichförmigen Gang zu verſchaffen, wurde auch bemerkt, daß man den Kaltenborner Eiſenſtein aus der Beſchickung weggelaſſen habe. Dieſer iſt ſtrengflüſſig, gibt aber ein ſehr dünnflüſſiges und für die Gießerei ſehr gut geeignetes Eiſen, was von dem Horhauſer Eiſenſtein bei kaltem Wind nie ganz brauchbar erfolgt. Bei heißem Wind erhält aber das Eiſen aus dem reinen Horhauſer Eiſenſtein dieſelbe Flüſſigkeit, die früher durch den Zuſatz des Kaltenborner Eiſenſteins bewirkt wurde. Dieſe Flüſſigkeit behält das Eiſen auch dann noch, wenn der größere Theil der Beſchickung aus Louiſer Eiſenſtein beſteht, der wegen des mit ſich führenden vielen Mangans bei kaltem Wind ein dickflüſſiges Eiſen gibt, was in den Formen unruhig iſt, kocht und ſich nicht ſcharf ausgießt. Alle dieſe nachtheiligen Eigenſchaften verloren ſich bei Anwendung des heißen Winds und es gewinnt der hieſige Hohofenbetrieb ſehr, wenn man den ſtrengflüſſigen Eiſenſtein von Kaltenborn ganz entfernen und den leichtflüſſigen und reichhaltigern von Horhauſen allein verſchmelzen und für die Gießerei vortheilhaft anwenden kann. In den letzten drei Monaten iſt dies geſchehen, der Gang des Ofens war dabei gaar und regelmäßig und das Eiſen zum Vergießen ganz vortrefflich. In großen Stücken iſt daſſelbe von dunkelgrauem Korn, in kleinen Stücken iſt es grau und dicht. Es iſt weich und läßt ſich zu Maſchinentheilen gut bearbeiten. Bei einem mittelgaaren Gang iſt die Schlacke rein ver-

glaſt und ſpielt in eine hellgrau tingirte Farbe, dabei bleiben die Formen völlig hell und ohne allen Anſatz. Die äußere Oberfläche iſt matt, auf dem Bruch aber von Glasglanz und durchſcheinend. Gewöhnlich bedarf dabei das Eiſen für die Gießerei eines ein= bis zweimaligen Fütterns. Nimmt der Gaargang aber noch mehr zu, ſo daß das Füttern drei bis vier Mal wiederholt werden muß, ſo bilden ſich auf dem abgeſtochenen Eiſen ſtarke Partien von Graphitſchuppen, die Schlacke bleibt zwar im Allgemeinen der des mittelgaaren Gangs gleich, wird aber abwechſelnd heller und endlich ganz weiß und bimsſteinartig. Dabei naſen die Formen ſehr ſtark, gehen dunkel und ſind ohne Haken nicht rein zu erhalten, die Arbeit im Geſtell iſt dann mehr trocken.

Die oft erwähnte Operation des Fütterns geht beim heißen Wind viel ſchneller, weil das Schmelzen des durch die Form in den Heerd gebrachten Eiſenſteins viel raſcher geſchieht. Dennoch dauert dieſer Proceß gewöhnlich mit Einſchluß des Gießens $1\frac{1}{2}$ Stunde, welches alſo für das zweimalige Gießen an jedem Tag einen Aufenthalt von drei Stunden verurſacht. Beim Gießen wird das Gebläſe abgeſchützt. Hierdurch kühlt ſich die ganze Vorrichtung ſo ſehr ab, daß, als die Temperatur der Luft vor dem Füttern und Gießen 188° an der rechten und 167° an der linken Form betrug, dieſelbe gleich nach dieſer Operation an beiden Formen bis auf 110° geſunken war. In der Gebläſeſtube zeigte das Thermometer + 15°, mithin kommen 95° auf die wirklich ſtattgehabte Erwärmung durch den Ofen und die Windleitung. Da die Meſſung augenblicklich beim Einlaſſen des Winds in den Ofen geſchah, ſo konnte die Gichtflamme noch nicht wirken und es fällt dieſe Erwärmung allein auf die noch Hitze enthaltende Vorrichtung. Nach ungefähr zwei Stunden hat die Gebläſeluft die vorige Hitze wieder erlangt. Bemerkenswerth iſt hierbei der Einfluß der abwechſelnden Temperatur der Gebläſeluft auf die Röhrenleitung. Dieſe hatte ſich vom Wärmofen auf der Gicht bis zur Stopfbüchſe auf eine Länge von etwa 40 Fuß genau $1\frac{1}{8}$ Zoll ausgedehnt. Nach $1\frac{1}{2}$ſtündigem Stillſtand des Gebläſes betrug die Ausdehnung nur noch $\frac{8}{16}$ Zoll, ſie hatte ſich alſo $\frac{3}{16}$ Zoll wieder zuſammen gezogen.

Ungeachtet dieſer bedeutenden Störungen, welche durch das Füttern und Gießen entſtehen, waren doch die Durchſchnittsreſultate in den letzten dreizehn Wochen bei dem gaaren und regelmäßigen Gange des Hohofens recht günſtig. Es betrug nämlich der Materialverbrauch zu 100 Pfd. Eiſen:

2,63 Kubikfuß Eiſenſtein,
0,31 „ Kalkſtein,
7,05 „ Holzkohlen,

oder den Kubikfuß Kohlen zu 15 Pfd., 10575 Pfd. In 24 Stun-

den waren $24\frac{8}{91}$ Gichten erfolgt und das Durchſchnittsausbringen betrug auf die Woche $695\frac{1}{2}$ Ctr.

Vergleicht man dieſe Reſultate mit den vorhin angegebenen bei kaltem Wind im Jahr 1833 erhaltenen Durchſchnittsreſultaten, ſo ergibt ſich eine Erſparung bei den Holzkohlen von $16\frac{3}{4}$ Proz., bei dem Eiſenſtein von $5\frac{1}{4}$ Proz. und bei dem Kalkſtein von 34 Proz., bei der Produktion aber eine Zunahme von 64 Proz.

Das bei heißem Wind erzeugte Eiſen füllt alle Formen ſehr rein und vollſtändig aus und iſt grau. Alle davon gegoſſenen Töpfe und Waſſerröhren ſind vollkommen dicht und laſſen kein Waſſer durchſchwitzen, welches bei kaltem Wind oft der Fall war. Es zeigt überhaupt mehr Feſtigkeit und bekommt nicht ſo leicht Riſſe, wenn der Fütterungsproceß etwas zu weit getrieben ward oder wenn ein ſcharfer Gang beim Ofen Statt gefunden hatte, wie das bei kaltem Wind erblaſene. Es iſt ſehr flüſſig und behält die Hitze ſehr lange. Beim Forttragen zu den Formen vermittelſt Schöpfkeſſeln wird die Oberfläche von einer ſehr dünnflüſſigen Schlackenrinde überzogen, die man beim Gießen ſorgfältig vermittelſt eines Eiſens abſchäumen und zurückhalten muß, indem ſie ſonſt zugleich mit dem Eiſen in die Form fließt und an dem Gußſtück kleine Gruben verurſacht, die beim Erkalten mit Schlacke angefüllt ſind. Auf dieſen Umſtand muß beim Gießen um ſo mehr genau geachtet werden, weil die Schlacke ihrer Dünnflüſſigkeit wegen der Aufmerkſamkeit leicht entgeht und dann das Mißrathen des Stücks bewirkt, wenn man keine Vorſicht anwendet. Die Schlacke, welche ſich auf dem bei kaltem Wind erblaſenen Eiſen findet, erſtarrt beim Abſchäumen leicht und fließt nicht mit in die Form, daher dieſe Erſcheinung dem heißen Wind eigenthümlich iſt.

Aber nicht allein für die Gießerei, ſondern auch für den Friſchproceß hat ſich das bei heißem Wind erzeugte Roheiſen nach den damit angeſtellten Verſuchen recht günſtig gezeigt.

Man nahm zwei Sorten zu dieſen Verſuchen. Die eine Sorte war bei ſcharfem Gange des Ofens erblaſen, in einer gußeiſernen Rinne abgelaſſen und gleich mit kaltem Waſſer begoſſen, wodurch der Bruch heller wurde und ſich dem Weißen näherte. Die andere Sorte war bei gewöhnlichem Gaargange des Ofens erzeugt und in einem Sandgraben in Gänze oder Maſſelform abgelaſſen. Die Friſchverſuche wurden auf den benachbarten Puddlingwerken angeſtellt.

Die erſte Sorte ſoll ſich im Puddlingofen ſehr gut verhalten haben und ganz dem hieſigen bei kaltem Wind erzeugten Roheiſen gleich geweſen ſeyn. Nur ſoll das Friſchen etwas mehr Aufmerkſamkeit und einen ſehr geübten Arbeiter erfordert haben. Das daraus erzeugte Stabeiſen war von ſehr guter Beſchaffenheit.

Die zweite Sorte hat mehr Arbeit beim Verfriſchen erfordert, ſoll aber auch ein ſehr gutes Stabeiſen geliefert haben. Der Abgang bei dieſer Sorte ſoll der längern Arbeit wegen auch etwas größer geweſen ſeyn, doch wird auch Vieles auf die Unbekanntſchaft der Arbeiter mit dieſem neuen Material geſchoben, die vielleicht durch längere Uebung damit vertraut werden und es dann vortheilhafter zu behandeln lernen.

Hinſichtlich des zur Erhitzung der Gebläſeluft angewendeten Apparats möchte es nicht undienlich ſeyn, noch einige Bemerkungen hinzuzufügen: Derſelbe hat ſich bis jetzt in allen Theilen noch gut erhalten und recht zweckmäßig gezeigt. Man hat daran nichts bemerkt, was eine Abänderung wünſchenswerth machte. Indeß ſcheint es zweckmäßig zu ſeyn, eine beſondere Heizvorrichtung dabei anzubringen, um dadurch bei zu ſchwacher Gichtflamme die Temperatur der Gebläſeluft erforderlichen Falls vermehren zu können. Die Stellung des Fuchſes für die Leitung der Gichtflamme in den Wärmofen unter der Oberfläche des Gichtkranzes hat beim Betrieb nicht den geringſten Nachtheil gezeigt. Es muß nur dahin geſehen werden, daß der Boden des Fuchſes ein Anſteigen von 60 Grad erhält, damit beim Aufgeben der Eiſenſtein darauf nicht hängen bleibt, welches ein Rücken der Gichten verurſachen könnte. Daß aber dieſe Stellung des Flammenlochs unter dem Gichtkranz vortheilhafter wie über demſelben iſt, hatte man oft Gelegenheit, hier zu beobachten. Bei der Stellung deſſelben über dem Gichtkranz wirkt der äußere Windzug auf die Flamme, treibt ſie zuweilen in das Flammenloch, zuweilen ganz davon weg, ſo daß die Hitze im Wärmofen nach dem Zuge der äußern Luft oft wechſelt. Trifft es ſich zufällig, daß bei einem Rohgang, wo die Gichtflamme ohnedies an Kraft verliert, dieſelbe auch noch durch den äußern Windzug vom Wärmofen weggetrieben wird, ſo entſteht auf doppelte Art eine Verminderung der Temperatur der Gebläſeluft, welche natürlich auf den Gang des Ofens ſehr nachtheilig wirkt. Alle dieſe Nachtheile werden durch die Stellung des Flammenlochs unter dem Gichtkranz vermieden, indem die Flamme bei dieſer Einrichtung gleichmäßig in den Wärmofen ziehen kann und durch den Zug der äußern Luft nicht geſtört oder vermindert wird. Es iſt alſo dieſe dem Waſſeralfinger Apparat eigenthümliche Einrichtung ſehr zu empfehlen.

Nachdem wir in dem Obigen einen muſterhaften Holzkohlen-Hohofenbetrieb mit erhitzter Gebläſeluft ſpeciell beſchrieben haben, wenden wir uns nun zu allgemeinen Bemerkungen über die durch Einführung des erhitzten Winds hervorgebrachten Veränderungen bei dem Eiſenſchmelzen, mit beſonderer Beziehung der auf den ſchleſiſchen Eiſenwerken und namentlich in Malapane gemachten Betriebserfahrungen.— Dieſe vortrefflichen Bemerkungen haben

den Hrn. Hüttenmeiſter Wachler zu Malapane zum Verfaſſer und ſind aus Karſtens Archiv, zweite Reihe, Bd. 11, S. 171, entnommen. Sie beziehen ſich auch auf die bei den Oberſchleſiſchen Koakshohöfen gemachten Erfahrungen und enthalten auch die Beſchreibung eines ſehr zweckmäßigen Wärmapparats, der bei mehreren Oberſchleſiſchen Hohöfen angewendet wird.

Bei den Hohöfen fand die erhitzte Luft ihre erſte Anwendung und ergab gleich anfänglich die befriedigendſten Reſultate. Der geſammte Proceß erſcheint dabei in ſtärkerer chemiſcher Reaktion, die Schlacken fallen flüſſiger und bei Weitem ärmer an Eiſenoxydul aus, welches die mehr gleichbleibende lichtgrüne reine Verglaſung derſelben bekundet. Von mechaniſch beigemengtem reguliniſchen Eiſen iſt ſelten noch etwas in den Schlacken zu finden, weil die vor den Formen ſchmelzenden Eiſenkügelchen durch die das Untergeſtell erfüllende flüſſigere Schlacke leichter hindurchdringen und ſich mit der Eiſenmaſſe auf dem Boden ſchneller und leichter vereinigen. Die Formen zeigen eine ſehr geſteigerte intenſivere Hitze und laſſen mit bloßem Auge kaum etwas im Schmelzraum erkennen. Bedient man ſich einer Brille mit grünen Gläſern, ſo unterſcheidet man bei längerer Beobachtung die lebhafteſte Verbrennung der Kohlen, ſo wie die reinere Schmelzung und Ausſcheidung des Eiſens in tropfenweiſe vor die Formen niedergehenden Kügelchen, während die Schmelzmaſſe vor den Formen in ſteter kochender Aufwallung ſich befindet. Die kupfernen Formen, wie ſie früher angewendet wurden, verhalten ſich, ſelbſt bei Anwendung einer Temperatur von weit über 200 Grad, noch ſehr gut, ja die Erfahrung hat gelehrt, daß ſie bei einiger Aufmerkſamkeit von Seiten der Schmelzer ſogar viel länger halten als ſonſt und man hat zu Malapane ein Paar Formen volle zwei Jahre in brauchbarem Stande beibehalten können, welches früher bei kalter Luft nie der Fall geweſen iſt. Der Grund hierzu kann wohl auch in der ſtets höheren, nämlich in der weniger abwechſelnden Temperatur, worin das Kupfer ſich befindet, hauptſächlich aber in dem ſehr ſelten vorkommenden Anſetzen von Friſcheiſen liegen, ſo wie überhaupt das Reinigen der Formen beinahe ganz wegfällt, indem ſie immer hell bleiben und deshalb auch ſehr wenig durch den Formhaken zu leiden haben. Die Anwendung von Waſſerformen, die immer koſtbarer ſind, als die gewöhnlichen Formen, ſelbſt dann, wenn ſie von Eiſen angefertigt werden, hat außerdem noch große Nachtheile, welche eines Theils die Zu- und Abführung des Kühlwaſſers herbeiführen, dann aber auch die beſondere Aufmerkſamkeit der Schmelzer in Anſpruch nehmen, wodurch, wenigſtens bei der Anwendung einer Temperatur von über 200 Grad, gewiß mehr Störung und Mühwaltung veranlaßt wird, als dies unter Beibehaltung der gewöhnlichen Formen

der Fall iſt, wovon man ſich bei jeder örtlichen Anwendung ohne Zweifel überzeugt haben wird.

Ein Verbrennen oder Wegſchmelzen der Formen kann allein nur durch Unachtſamkeit der Schmelzer Statt finden und iſt zu Malapane nie vorgekommen; im Gegentheil kann ich behaupten, daß ſelbſt das Umformen, es ſey nun eine engere oder weitere Form einzuſetzen oder der alten eine andere Lage oder Richtung zu ertheilen, bei Anwendung des erhitzten Winds ungleich ſeltener nöthig wird, als bei kaltem Winde, welches als Beweis gelten kann, wie wenig die Formen überhaupt angegriffen oder im Auge erweitert werden. Nicht übereinſtimmend mit dieſen Erfahrungen bei den Holzkohlenhohöfen ſind die bei den Koakshohöfen und zwar ſtellte ſich bei dieſen ſchon bei einer Temperatur des Winds von einigen 140 Grad häufiger Formbrand ein, welchen man dem in der Beſchickung befindlichen Bleigehalt der Erze zuſchreibt, indem ſich Bleioxydſilikate bilden ſollen, welche bei dem tiefer liegenden intenſivern Schmelzpunkt das über den Formen befindliche Geſtellmaterial ſehr angreifen und dadurch die Formen zu ſehr entblößen.

Die Arbeit im Geſtell zeigt ſich ſtets auffallend leicht, weil die Schlacke nicht nur flüſſiger iſt, ſondern die ſtarke Hitze vor den Formen auch dem Eiſen eine ſtärkere Hitze ertheilt, wobei Verſetzungen ſehr ſelten oder gar nicht vorkommen, ſelbſt dann nicht — wenigſtens bei Holzkohlenöfen — wenn auch ein übergaarer Gang des Ofens eintritt.

Das Ausarbeiten von unzerſtörten Kohlen kommt ebenfalls in einem auffallend verminderten Grade vor, ein Beweis, daß die Kohle, welche ohnedies durch den zuläſſigen, oft ſehr vermehrten Erzſatz in geringerer Menge vorhanden iſt, vor den Formen gänzlich verzehrt wird und daher ihren vollen Effekt bei reinem Verbrennungsproceß leiſtet.

Eine Beſchickung wie die Malapaner, von mulmigen, ſehr kieſelthonreichen, kaum 24 Proz. haltigen Brauneiſenerzen, mit $\frac{1}{3}$ dem Gewicht nach gattirten Sphäroſideriten von 38—40 Proz. Gehalt, erforderte bei kaltem Wind $\frac{1}{3}$ Korb oder $21\frac{1}{3}$ Kubikfuß Kohlen für die Gicht, welche einen Erzſatz von $3\frac{3}{4}$ Ctr. trug; bei Anwendung von heißem Winde verminderte man vorerſt die Kohlengicht bis auf $\frac{1}{4}$ Korb oder 16 Kubikfuß, konnte dagegen ohne Störung des Ofengangs und ohne der Güte des Eiſens zu ſchaden, den Erzſatz dennoch bis auf 4 und ſelbſt $4\frac{1}{4}$ Ctr. ſteigern, woraus alſo eine reine Kohlenerſparung von etwa 25 Proz. hervorgeht.

Dieſelbe Beſchickung erforderte bei kaltem Wind einen Zuſchlag von 25 Proz. Flußkalk, während man bei heißem Winde nicht ein Mal 14 Proz. bedurfte, folglich an 11 Proz. erſparte.

Bei den Koakhohöfen ſtehen dieſe Vortheile dagegen um Vieles zurück. Der Gichtenwechſel iſt in der Woche um 47—50 Gichten

geringer, der Erzſatz nur bis zu 1 Ctr. auf eine gleiche Kohlengicht erhöht und das wöchentliche Ausbringen nur um ein Geringes vermehrt. Rechnet man den Bedarf an Staubkohlen zur Feuerung des Apparats, um eine Windtemperatur von nur 70—90 Grad zu erlangen, auf 1 Ctr. Roheiſen nur zu 0,5 Kubikfuß, ſo bleiben von der Koaksersparung, welche auf 1 Ctr. Roheiſen nur etwa 1 Kubikfuß beträgt, wenig mehr als $\frac{3}{4}$ des Werths der letztern als Erſparung übrig oder durchſchnittlich etwa 13,7 Proz. Brennmaterialerſparung, ohne Berückſichtigung der Staubkohlen, welche zum Feuern der Apparate in Anſatz zu bringen ſind.

Dieſe Erſparungen an Schmelzmaterial ſind zwar als der Hauptvortheil anzuſehen, den die Anwendung des heißen Winds gewährt, doch machen ſie keineswegs die alleinigen vortheilhaften Veränderungen aus, welche dieſe neue Betriebsführung beim Eiſenſchmelzweſen in ſich ſchließt.

Die noch ſichtbaren Veränderungen beim Hohofenbetrieb durch Anwendung des erhitzten Winds zeigen ſich eben ſo deutlich auf der Gicht. Die Gichtflamme iſt in ihrer Stärke um ein ſehr Bedeutendes vermindert, meiſt von dunkelrother blaugeſtreifter Farbe und nur ſelten noch mit gelblichweißen Streifen durchſchoſſen; der Gichtengang erfolgt ohne Rücken der Gichten ganz regelmäßig. Konnte man bei kaltem Winde beim Gichtenwechſel ſchon im Schachte gewahr werden, daß ſich das Schachtfutter in ſtark glühender Hitze befand, ſo iſt dies bei heißer Luft, ſelbſt beim Niedergehenlaſſen des Ofens bis auf 6 und mehrere Fuße, nicht mehr der Fall, ſondern dieſer Theil des Schachts erſcheint völlig ſchwarz und bei einer zinkhaltigen Beſchickung ſtark mit Zinkoxyd belegt, ſo daß eine auffallende Abkühlung oder verringerte Temperatur gegen früher hier unverkennbar iſt.

Der völlig entgegengeſetzte Fall findet aber in dem untern Theil des Ofens bis zur größten Weite oder bis zum Kohlenſack des Ofens Statt. Hier iſt die Hitze dergeſtalt erhöht, daß die Ausdehnung des Rauchgemäuers dies ſichtbar bekundet und der Ofen an dieſen Stellen ringsum Sprünge zeigt, welche beim Betriebe mit kaltem Winde nie vorhanden waren. Dies allein ſchon beweiſt, wie der ganze Schmelzproceß in einer geringern ſenkrechten Höhe des Ofens vor ſich geht und daß die von dem Schmelzmaterial zu durchlaufenden Stadien in dem Ofenraum um ein ſehr Bedeutendes abgekürzt werden und in einer weit intenſivern Hitze raſcher auf einander folgen. Wenn gleich dieſe Erfahrung in der Natur der Wirkung des heißen Winds ſchon ihre Erklärung findet, ſo wird ſie auch genugſam durch den Zuſtand des Ofens nach erfolgtem Niederblaſen beſtätigt, wie dies nun ſchon vier Hüttenreiſen zu Malapane dargethan haben. Der Kernſchacht bis zur Raſt iſt beinahe gar nicht angegriffen und hat bei gleichem Material früher ſelten

mehr als zwei Hüttenreiſen ausgehalten, während er bei der heißen Luft unter ſonſt nicht ſehr günſtigen Verhältniſſen deren vier aushielt und dabei noch wohl erhalten zu nennen war.

Die Raſt und das Geſtell leiden dagegen am meiſten, ohne daß man ſagen könnte, mehr als früher, da beide in den letzten vier zurückgelegten Hüttenreiſen beinahe immer noch beſſer ſich erhalten hatten, als früher bei kalter Luft.

Es erſcheint daher als ein eben ſo weſentlicher Vortheil für die Anwendung des erhitzten Winds, daß er beim Anblaſen keineswegs Nachtheile, wie man Anfangs an vielen Orten wohl glaubte, für die Zuſtellung oder überhaupt für die Haltung des Zuſtellungsmaterials herbeiführt, im Gegentheil vielmehr durch raſcheres Verglaſen und durch Verſetzen in eine höhere Temperatur die Schacht- und Geſtellwände beſſer und länger erhält. Weil ſich die Wirkung des heißen Winds auf eine geringere ſenkrechte Höhe des Schachts begrenzt, ſo wird dieſer auch in kürzerer Zeit in diejenige Temperatur verſetzt, welche anzunehmen er überhaupt im Stand und dieſes gibt zu der wichtigen Erfahrung den Schlüſſel, daß man beim Anblaſen mit erhitztem Wind in weit kürzerer Zeit zum vollen Erzſatz gelangt, als dies bei kaltem Winde je möglich geweſen iſt. Daraus erklärt ſich ferner die Größe der wöchentlichen Produktion, welche in der erſten Woche des Betriebs gewöhnlich eben ſo beträchtlich ausfällt, als bei kaltem Winde wohl erſt in der dritten Woche. Eben ſo verhält es ſich auch mit der Beſchaffenheit des Eiſens, welches ſich hier jedes Mal vom erſten Guß an, ſeit den drei Jahren, da mit erhitztem Wind angeblaſen worden iſt, zu allen Gußwaaren hat anwenden laſſen, während bei kalter Luft das erſte Eiſen — wenn nicht weiß — doch ſo matt ſich zeigte, daß es oft kaum aus dem Geſtell geſchöpft werden konnte oder ganz ſchaumig war.

Der Gang des Ofens hat durch Anwendung heißer Luft weſentlich gewonnen und iſt bei Weitem gleichförmiger geworden. Kleinere Unregelmäßigkeiten durch ſchlechtere Kohlen, naſſes Erz oder wohl gar auch grobe Nachläſſigkeiten von Seiten der Aufgeber beim Setzen der Gichten gehen weniger bemerkbar und ohne großen Einfluß auf die Beſchaffenheit des erblaſenen Eiſens vorüber, als dies bei kaltem Winde der Fall geweſen. Hierfür ſpricht die mehrfach hier gemachte Erfahrung bei oft vorkommenden Fällen, wo ein abſichtlich ſtarkes Ueberſetzen des Ofens zur Beſchaffenheit von weißem Eiſen angewendet werden mußte.

Bei kaltem Winde konnte man den beabſichtigten Rohgang oft am zweiten, auch am dritten Tage noch nicht erreichen, dann aber trat der Rohgang in einem ſo auffallenden Grade ein, daß man ſtets ein Erſticken des Ofens zu befürchten hatte und war der Zweck erreicht, ſo konnte man eben ſo viele Tage wieder leichte, ja ſogar mehrere leere Gichten ſetzen, ehe man den Ofen wieder in den frü-

hern guten Gang zu bringen vermochte, ſo daß man ſolchergeſtalt beinahe eine ganze Woche hindurch ein zu hartes Eiſen bei großem Materialverluſt erhielt, welches dann erſt wieder durch zu großen Gaargang ſchaumig und dick und zuletzt in einer gleichbleibenden Güte beſchafft werden konnte. Ganz anders iſt das Verhalten bei heißem Winde, namentlich wenn man — wie dies jetzt hier der Fall — die Temperatur desſelben durch Schließen der Eſſenklappen am Apparat moderiren kann. Der ſcharfe Gang tritt dann bald mit den erſten Gichten ins Geſtell ein und am folgenden Tage kann durch das Oeffnen der Klappen die frühere Windtemperatur hergeſtellt, auch das Eiſen zu allen Gußwaaren füglich angewendet werden. Die Urſache dieſes entgegengeſetzten Verhaltens erklärt ſich leicht aus den Wirkungen des heißen Winds. Das bis zur Gicht ſtark erglühte Kernfutter beim Betrieb mit kalter Luft läßt die erſten ſtark geſetzten Gichten ohne Wirkung und zwar ſo lange vorübergehen, als dies auf Unkoſten der vom Schacht zu abſorbiren möglichen Hitze geſchehen kann; wird der Schacht aber in ſo hohem Grad abgekühlt, daß die Vorbereitung der Gichten nicht Statt finden konnte, ſo war dem ſcharfen Gang auch nicht eher eine Grenze zu ſetzen, als bis der Schacht ſeine frühere Temperatur vollſtändig wieder erlangt hatte, welches natürlich nur allein auf Unkoſten der leichten Gichten und langſam erfolgen konnte. Bei dem heißen Wind iſt der von den Gichten zu durchlaufende Raum zwar derſelbe, aber die Abſorption der Hitze darf nur in einer geringen Höhe und in einem geringern Grad erfolgen, um den Zweck zu erreichen und eben ſo die Herſtellung des frühern Zuſtands.

Bei dem Betrieb des hieſigen Hohofens ſind wegen Anwendung des erhitzten Winds keine Veränderungen in den Schacht- und Geſtelldimenſionen vorgenommen, ſondern bisher ganz in der frühern Art beibehalten. Gleiche Bewandtniß hat dies auch mit der Windführung, Menge und Preſſung des Winds, wobei nur letztere geſteigert gegen früher erſcheint.

Erfahrungen auf anderen Hüttenwerken haben die Anwendung weiterer Düſen, alſo die Verminderung der Preſſung desſelben bei heißem Winde, zweckentſprechender befunden und hierauf viel Gewicht gelegt, weshalb man auch zu Malapane verſuchsweiſe die ſonſt gebräuchlichen beiden 1⅝ Zoll weiten Düſen durch 2 Zoll weite, unter Beibehaltung der frühern, oder derjenigen Preſſung, welche den 1⅝ Zoll weiten Düſen entſprach, einlegte.

Man überzeugt ſich indeß ſehr bald, daß man dadurch den erwarteten Vortheil keineswegs erlangte, indem die Schmelzung lange ſo rein nicht erfolgte und das Ausbringen geringer ausfiel als ſonſt, weshalb man auch keinen Anſtand nahm, die frühern Betriebserfahrungen zum fernern Anhalten zu nehmen, wobei ſich auch bald der gute Gang wieder herſtellte. Dies ſcheint allerdings mit

den Erfahrungen auf den andern Hüttenwerken in großem Widerſpruch zu ſtehen, indeß iſt der Widerſpruch nur ſcheinbar, wenn man bedenkt, daß das jetzt bei heißem Wind in Anwendung kommende Windquantum verhältnißmäßig daſſelbe iſt, welches früher bei kaltem Wind und bei Kohlengichten von 21⅓ Kubikfuß verbraucht ward, indem man bei erhöhtem Erzſatz jetzt nur Gichten von 16 Kubikfuß Kohlen anwendet, welche den durch die Erhitzung des Windes ſchneller und in größern Maſſen zugeführten Sauerſtoff zu konſumiren haben. Vergleicht man die frühere und die jetzige Windmenge, welche dem Ofen durch beide Düſen zugeführt wird, ſo ergibt ſich, daß der Ofen bei kaltem Winde bei 1⅝zölligen Düſen und bei 1 Pfd. Preſſung etwa 500 Kubikfuß Wind erhielt, während er jetzt bei ¼ dem Volumen nach verminderten Kohlengichten bei gleicher Düſenweite, aber etwas höherer als 1¼ Preſſung, bei 180 Grad Erhitzung etwa 717 Kubikfuß erhitzter oder 470 Kubikfuß Wind von atmoſphäriſcher Dichtigkeit zugeführt bekommt, folglich etwa 90 Kubikfuß oder ⅕ kalte Luft weniger als früher.

Es ſcheint ſich alſo die Anſicht des Herrn **Berthier** zu beſtätigen, daß die erhöhte Wirkung des heißen Winds nicht in der Statt findenden größern Ausflußgeſchwindigkeit deſſelben zu ſuchen ſey und eben ſo wenig kann die bloße Temperaturerhöhung der Luft an ſich als Grund des guten Effects angeſehen werden, ſondern man muß mit Hrn. **Berthier** annehmen, daß die Luft bei einem gewiſſen Hitzgrad eine größere Neigung beſitzt, ihren Sauerſtoffgehalt abzugeben, daß demnach eine bei weitem vollſtändigere Entſauerſtoffung der Luft im Schmelzraum Statt finde. Die erhitzte Luft wird durch dieſe ſtärkere Dispoſition ihres Sauerſtoffs im Schmelzraum faſt vollſtändig beraubt und daher müſſen auch jene nachträglichen Verbrennungen im Schacht ſelbſt beinahe ganz wegfallen. Der Erfolg beſteht dann in einer verminderten Erzeugung von Kohlenſäure im obern Schachtraum, folglich in einem verminderten Verbrauch an Brennmaterial.

Es iſt aber dieſe einfache Erklärung der chemiſchen Wirkungsart der heißen Luft allein noch nicht hinreichend, ſondern es muß auch das Verhältniß, in welchem der erhitzte Wind zu dem kalten ſteht, ebenfalls noch berückſichtigt werden, welches wohl noch nicht in dem Grad geſchehen iſt, als es billig ſeyn ſollte. Der Wind, welcher dem Ofen zugeführt wird, wird eine mit der Erhitzung, welche derſelbe erleidet, im Verhältniß ſtehende größere Geſchwindigkeit erlangen, folglich auch eine größere Preſſung bekommen. Iſt bei 0 Grad Temperatur die Preſſung ¾ Pfd. auf den Quadratzoll Düſenfläche, ſo beträgt dieſelbe bei 150 Grad Erhitzung ſchon etwa 1,25 Pfd. und iſt folglich die Geſchwindigkeit der ausſtrömenden Luft bei 0 Grad und obiger Preſſung etwa 264 Fuß, ſo beträgt ſie bei 150 Grad Erhitzung ſchon 463 Fuß.

Es iſt daher das ausſtrömende Windquantum, auf eine Temperatur von 0 Grad reducirt, bei gleichbleibendem Gebläſewechſel und unter Beibehaltung gleicher Düſen bei einer Erhitzung des Winds bis auf 150 Grad zwar ganz daſſelbe, als bei einer Temperatur von 0 Grad, allein die Geſchwindigkeit des erhitzten Winds iſt ungleich größer als die des kalten und dieſe Geſchwindigkeit ſteht mit der erhöhten Preſſung des erſtern im Verhältniß.

Es leuchtet hieraus ein, daß bei Anwendung von weitern Düſen, aber derſelben Preſſung des heißen wie des kalten Winds, in gleichen Zeiträumen nur die von der Temperatur abhängigen Quantitäten Luft, auf 0 Grad Temperatur reducirt, dem Ofen zugeführt werden können, ſo daß die Weite der Düſen an ſich nichts entſcheidet. Deshalb kann die hier gemachte Erfahrung eines beſſern Ofengangs bei der Beibehaltung derſelben Düſen, aber bei einer geſteigerten Preſſung und bei einer Temperatur des Winds bis auf 140—180 Grad, ſehr wohl mit den Erfahrungen auf andern Hüttenwerken beſtehen, welche bei der Anwendung des heißen Winds ſich mit größern Betriebsvortheilen weiterer Düſen bedienen.

Die Verminderung der frühern Kohlengichten von 5 auf 4 Maaßtheile (Schwingen) gewährten den zu Malapane ſehr wichtigen Vortheil des leichtern Transports und Aufbringens der Kohlen auf die Gicht vermittelſt des hier vorhandenen Gichtaufzugs. Dieſer Vortheil ward noch dadurch erhöht, daß, bei gleichbleibendem Gebläſewechſel und bei gleichbleibenden Düſenöffnungen, von den kleinern Kohlengichten bei der Anwendung des heißen Winds nicht allein nicht mehr, ſondern ſogar noch etwas weniger Gichten in 24 Stunden niedergingen, als früher bei dem kalten Winde von den größteten Kohlengichten geſetzt werden mußten. Dennoch ward das wöchentliche Eiſenausbringen, ungeachtet der kleinern Kohlengichten und des etwas geringern Gichtenwechſels, nicht vermindert, weil man auf jeder dieſer kleinern Gichten ½ Ctr. Erz mehr als früher auf die größern Kohlengichten bei kaltem Winde ſetzen konnte. Auf die Anzahl der Gichten berechnet, gelangten auf dieſe Weiſe wöchentlich 105 Ctr. Erz mehr zur Reduction als früher, welche eine verhältnißmäßige Vergrößerung des Ausbringens zur Folge gehabt haben.

Es iſt auffallend, wie bei der Malapaner nicht unbedeutend verlängerten Windleitung, welche Verlängerung aus dem Regulator bis zur Gicht durch den Apparat und dann wieder hinab bis zur rechten Form mindeſtens an 120 Fuß beträgt und welche bei der linken Form noch größer iſt, weil der erhitzte Wind, örtlicher Verhältniſſe wegen, von der rechten Form unter dem Ofen hindurch zur linken Form abgeleitet werden muß, durchaus kein wahrnehmbarer nachtheiliger Einfluß auf den Gang des Gebläſes bemerkbar, noch weniger aber dadurch eine Vermehrung der Aufſchlagewaſſer

— verſteht ſich ohne Erhitzung des Winds — herbeigeführt worden iſt.

Bei denjenigen Hohöfen, welche Erze verſchmelzen müſſen, die, wie die Malapaner, mit Zink- und Bleierzen verunreinigt ſind, kann der Uebelſtand nicht unerwähnt bleiben, welchen der *Anſatz* des ſogenannten Ofenbruchs (zinkiſche Ofenanſätze) herbeiführt. *Dieſer* legte ſich bei kalter Luft nur allein an dem obern *Kernfutter unter* dem Gichtwechſel an und konnte in dieſer Tiefe leicht *losgeſchlagen* und aus dem Ofen geſchafft werden. Bei Anwendung des heißen Winds findet dies Anſetzen aber in einer ſolchen Tiefe Statt, daß man in den meiſten Fällen nicht füglich mehr dazu gelangen kann und es bleibt dann allerdings kein anderer Ausweg übrig, als einige Zeit den Betrieb mit kalter Luft herzuſtellen, wobei das reducirte Zink ſich dann, da nun die Hitze im obern Schacht zunimmt, in dicken Dampfwolken zu verflüchtigen beginnt, wodurch aber der Ofen oft in einen recht gefährlichen Zuſtand verſetzt werden kann.

Dieſer Uebelſtand iſt bei Holzkohlenöfen weniger, dagegen bei Koakshohöfen meiſt ſehr gefährlich. Die große Weite der Kohlenſäcke bei den Koaksöfen, die Strengflüſſigkeit und der bedeutende Blei- und Zinkgehalt der Erze, welche auf den Koaksöfen in Oberſchleſien verſchmolzen werden, haben gelehrt, daß ſich die Hitze im Schacht allmälig in hohem Grad verringert, daß der Gichtengang bis auf 15 und 18 in 12 Stunden abnimmt, daß das Roheiſen bei großer Gaare und ſelbſt bei Graphitausſcheidung ſtets von feinem dichten Korn wenig haltbar ſich zeigt und daß es beim Fließen ſtarke bleiiſche Dämpfe ausſtößt. Treten dieſe Kennzeichen der Hitzabnahme des Schachtkörpers in einem hohen Grad hervor, ſo wird zum Blaſen mit kalter Luft geſchritten, um die obern Theile des Schachts wieder ſtärker zu erhitzen. Allein auch ſelbſt dieſes einzig übrigbleibende Mittel iſt immer ein gefährliches und um ſo ſchwieriger in der Beſeitigung der dabei ſich zeigenden Uebelſtände, je höher die Temperatur des Winds vorher geweſen iſt. Denn außerdem, daß in dem Augenblick, wo das Blaſen mit heißer Luft eingeſtellt und der kalte Wind durch die Formen geführt wird, für dieſen letztern die zur Schmelzung gelangenden Beſchickungsmaſſen in den obern Höhen des Schachtraums noch nicht gehörig vorbereitet ſind, veranlaßt auch der Anſatz von bleiiſchen und zinkiſchen Ofenbrüchen an den Schachtwänden, die ſich zuweilen bis an die Raſt hinab erſtrecken mögen, eine ſehr ſchwere Arbeit, welche durch die Abkühlung bei dem Verflüchtigen dieſer Anſätze noch vermehrt wird. Deshalb dampft es aus dem Vorheerd und aus der Gicht ſo ſtark, daß jeder, der mit dieſen Erſcheinungen nicht bekannt iſt, zu der Vermuthung veranlaßt werden könnte, als ob die ganze Beſchickung aus reinem Galmei beſtehe.

Erſt nach einigen Wochen gibt ſich die durch kalten Wind bewirkte größere Hitze im obern Schacht des Ofens durch ſchnellern Gichtgang, hitzigeres und grobkörnigeres Eiſen ꝛc. zu erkennen und es kann dann wieder, bei langſamer Steigerung des Erzſatzes, der Betrieb mit heißem Winde beginnen. Erſt dann, als man bei den Koakshohöfen auf Aufwendung einer Windtemperatur von 150 bis 170 Grad Verzicht leiſtete und nur eine mindere von 70—100 Grad anwendete, minderten ſich dieſe Zufälle und der Gang blieb gleichförmig gut.

Ein anderer Uebelſtand bei Anwendung der heißen Luft, welcher nicht unerwähnt bleiben darf, beſteht darin, daß man ſehr leicht verleitet wird, einen zu hohen Erzſatz zu führen, wovon dann ein höchſt unregelmäßiger, bald gaarer, bald roher Gang die Folge iſt, welcher in Beziehung auf die Beſchaffenheit des erblaſenen Roheiſens, namentlich für den Friſchproceß, nicht genug berückſichtigt werden kann.

Gleiche Bewandtniß hat es mit einer zu großen Windmenge, entweder durch Anwendung zu weiter Düſen mit geringerer, oder zu enger Düſen mit erhöhter Preſſung. Dies iſt beim Betrieb mit kalter Luft ſehr gefährlich, wenn gleich leichter zu erkennen. Bei Holzkohlenöfen iſt die Gefahr für den Gang des Ofens weniger groß, als bei Koaköfen. Bei der Anwendung des heißen Winds läßt ſich das Mißverhältniß der Düſenöffnung und der Windpreſſung weniger leicht als die Urſache des üblen Ofengangs erkennen, indem man durch die veränderte, wenn auch auffallend matte Beſchaffenheit des Roheiſens weniger darauf hingeleitet wird. Es ſtellen ſich dann aber alle Erſcheinungen eines zu hoch im Geſtell liegenden Schmelzpunkts ein, welche man mehrentheils dadurch heben zu müſſen glaubt, daß man Quantität und Preſſung des Winds verſtärkt, obgleich man durch die Wahl dieſes Mittels das Uebel noch in einem weit höhern Grad herbeiführt.

Beim Kippen der Gichten, welches Uebel bei Koakhohöfen nicht ſelten vorkommt, verfließt bei Anwendung von kaltem Wind zu viel Zeit, ehe die leichtern Erzgichten, welche dem Uebel abhelfen ſollen, ins Geſtell treten, weßhalb es nicht immer gelingt, dem Ofen auf ſolche Art ſchnelle Hilfe zu gewähren, wogegen eine Steigerung der Temperatur des Winds eine außerordentlich günſtige Einwirkung gezeigt hat, indem der regelmäßige Ofengang dadurch weit ſchneller als es früher bei kaltem Winde möglich war, wieder hergeſtellt werden konnte.

Bei den Holzkohlenhohöfen ſowohl als bei den Koakhohöfen gewährt die Anwendung des erhitzten Winds den ſehr großen Vortheil, daß dadurch jeder Rohgang, ja ſelbſt das Einfrieren des Ofens (welches letztere Uebel durch Verſetzungen einer zufällig ſtrengflüſſigen Beſchickung und in Folge derſelben durch das Kaltblaſen der

ſehr ſchmierigen Schlacke und Bildung von Friſcheiſen vor den Formen entſtehen kann, wobei die Formen nicht mehr leuchten und alle Hitze nach oben hingezogen iſt), ſehr bald und leicht beſeitigt werden kann.

Der ſtark erhitzte Wind zieht mit zunehmender Intenſität die Schmelzhitze herab, bewirkt das Erweichen und Losſchmelzen der Anſätze und erhält das Eiſen flüſſiger, bis die zur Abhilfe des Uebels in das Geſtell tretenden Gichten den regelmäßigen Gang des Ofens wieder herſtellen.

Bei allen denjenigen Hohöfen, welche ausſchließlich Roheiſen für die Gießerei produciren, wie auch zu Malapane der Fall iſt, gehört die Anlage eines Schöpfheerds (von denen wir weiter unten noch näher reden) zu einem weſentlichen Erforderniß, weshalb auch die Einführung derſelben immer allgemeiner wird. Durch eine mehrjährige Reihe von Verſuchen und dabei gemachten Erfahrungen iſt man mit der Einrichtung derſelben dem Ziele jetzt ſo nahe gerückt, daß wenig mehr zu wünſchen übrig bleibt, indem der Schöpfheerd eine ganze Hüttenreiſe hindurch ſich ununterbrochen brauchbar erhält. Zu dieſem günſtigen Erfolg hat jedoch die Einführung des Betriebs mit heißer Luft wohl weſentlich mit beigetragen, indem die Reinheit und gleichbleibendere Beſchaffenheit des erblaſenen Eiſens den Schöpfheerd ſtets rein von mattem Eiſen hält und die Kommunikationsöffnung mit dem Geſtell ſehr ſelten verſtopft.

Es bleibt nun noch eine nähere Betrachtung über die Beſchaffenheit des Eiſens übrig. Auch dabei hat ſich ein ſehr vortheilhafter Einfluß bei der Anwendung des heißen Winds, beſonders bei dem zum Gießereibetrieb beſtimmten Roheiſen gezeigt. Das Roheiſen erhält nämlich einen ungleich höhern Grad von Flüſſigkeit, es füllt ſelbſt die feinſten Formen aus und hält die Kohle ſo innig gebunden, daß nur beim anhaltendſten Gaargang eine Graphitausſcheidung bemerkbar wird. Es erſtarrt ferner mit vollkommen ebener Oberfläche, läßt nur ſelten Schweißnähte erkennen und verhält ſich in der weitern Bearbeitung, als beim Drehen, Bohren, Feilen, nicht nur ſehr weich und ganz beſonders rein, ſondern verbindet dabei auch einen hohen Grad von Feſtigkeit und Haltbarkeit.

Durch die in dem obern Theil des Schachts geringere, aber in dem mittlern Theil des Ofens zur Reduction des Erzes auf Koſten der Kohlen hinreichende Temperatur mag eine langſamere, aber vollſtändigere Vorbereitung der Erze zur Reduction erreicht werden und die Reduction, ſo wie die Verbindung des Eiſens mit Kohle ſelbſt nur bei der gerade nöthigen Hitze erfolgen, weshalb weder ein zu frühes Erweichen und Schmelzen, noch eine zu reichliche Aufnahme von Kohlenſtoff Statt findet, folglich die Beſchickung in der intenſivern Hitze auch ihren Metallgehalt beim Schmelzen mit heißer

Luft vollſtändiger abgeben kann und dadurch zu einer höhern Produktion ebenfalls mit beiträgt.

Das gaar erblaſene graue Eiſen iſt lichter von Farbe und im Bruch von feinerm Korn, dürfte indeß eine geringere Feſtigkeit als das bei kaltem Wind erblaſene graue Roheiſen beſitzen, indem die kryſtalliniſch-zackigen Körpertheilchen des bei heißem Wind erblaſenen grauen Roheiſens nicht ſo innig wie bei dem mit kalter Luft erblaſenen ſehr grauen Roheiſen auf den Bruchflächen mit einander verbunden erſcheinen und nicht ſo hakenförmig in einander zu greifen ſcheinen, worüber indeß die Erfahrungen auf den verſchiedenen Gießereien immer noch ſehr getheilt ſind und den Grund der geringern Feſtigkeit bald in einer zu hohen, bald in einer nicht hinreichend genug erhöhten Temperatur zu finden vermeinen.

Bei allen ſolchen Gußſtücken, welche eine gleiche Eiſenſtärke beſitzen, bei denen folglich keine Spannung vorhanden iſt, läßt ſich eine Abnahme der Feſtigkeit wohl ſchwerlich auffinden, wogegen bei großen, ſehr ſchweren Gußſtücken und bei ungleich vertheilten Eiſenſtärken allerdings zugegeben werden muß, daß ſie durch eine vermehrte Spannung einem leichtern Springen ausgeſetzt ſind. Indeß hat die Erfahrung auch gelehrt, daß von zwei ganz gleichen Gußſtücken, von denen das eine, unter übrigens gleichen Umſtänden, d. h. bei einerlei Brennmaterial und aus einer und derſelben Beſchickung, aus Roheiſen dargeſtellt war, welches bei kaltem Wind und das zweite aus Roheiſen, welches bei heißem Wind erblaſen war, jenes erſtere nach dem Erkalten ganz von ſelbſt und zwar auch an derſelben Stelle zerſprang wie das letztere, ſo daß der Grund des Zerſpringens mehr in der Konſtruktion des Gußſtücks und weniger in der Beſchaffenheit des Eiſens zu ſuchen ſeyn dürfte. Im Allgemeinen dürfte die geringere Feſtigkeit des bei heißem Wind erblaſenen grauen Roheiſens in geringerm Grad bei den Holzkohlenhohöfen als bei den Koakhohöfen zutreffen, wovon der Grund wahrſcheinlich in der höhern Temperatur, in welcher das letztere dargeſtellt ward, zu ſuchen iſt, weil es ſehr wahrſcheinlich wird, daß durch das ſchnelle Erſtarren des hitzigeren Roheiſens das Kryſtalliſationsgefüge deſſelben in anderer und für die Haltbarkeit mehr nachtheilig wirkender Art modificirt wird.

Eine allgemeine Bemerkung möge hier noch ihre Stelle finden, nämlich die, daß die verſchiedenartigen Veränderungen, welche man auf den vielen Hütten, wo der heiße Wind nun bereits angewendet worden iſt, in der Beſchaffenheit des dargeſtellten Roheiſens bemerkt hat, in den mannichfachen Beſchickungsbeſtandtheilen ihren Grund finden; denn es iſt wohl keinem Zweifel unterworfen, daß in der geſteigerten Temperatur, worin der Schmelzproceß bei heißer Luft Statt findet, eine ganz andere chemiſche Verbindung des Eiſens mit Kohle, noch mehr aber mit den in dieſer höhern Temperatur

zur Reductian gelangenden Erdmetallen erfolgt, worüber indeß jetzt noch alle genauen chemiſchen Analyſen fehlen, welche nur allein darüber befriedigenden Aufſchluß abgeben können. In dieſer Hinſicht bleibt noch ein großer Wunſch für den praktiſchen Hüttenmann übrig, deſſen Erfüllung der Zukunft vorbehalten bleibt.

Es ſcheint jedoch, daß diejenigen Hüttenwerke, welche bei kalter Luft ein ſchlechtes Eiſen darſtellten, durch Anwendung des erhitzten Winds nicht immer ein beſſeres Produkt erlangt haben als früher, wogegen auf andern Hütten, welche ein brauchbares Eiſen bei kalter Luft erzeugten, das bei heißer Luft dargeſtellte Roheiſen keine auffallend nachtheiligen Eigenſchaften erhielt, welche einen Grund abgegeben hätten, von der Anwendung des heißen Winds wieder abzuſtehen. Es iſt folglich ein allgemeines Urtheil über die Veränderungen in der Beſchaffenheit des bei heißer Luft erblaſenen Roheiſens noch ſehr ſchwer abzugeben. Obgleich dieſe Veränderungen, welche das Produkt erleidet, einen ungemein wichtigen Einfluß auf die Frage über die Zweckmäßigkeit der Anwendung des erhitzten Winds äußern mußten, ſo ſcheint es doch noch einer längern Erfahrung zu bedürfen, ehe die Beantwortung derſelben erfolgen kann, obgleich ich hier ausdrücklich bemerke, daß hier die nun bereits vierjährige Anwendung des heißen Winds nur ein höchſt befriedigendes Reſultat auch in dieſer Beziehung geliefert hat. Auch kann ich nicht unerwähnt laſſen, daß das durch einen überſetzten Gang des Hohofens dargeſtellte weiße Eiſen ſich durch ſeine Dünnflüſſigkeit und ſehr dichtes Gefüge zum Hartwalzenguß in vorzüglichem Grad anwendbar gezeigt und Walzen geliefert hat, welche an Schönheit, Härte und Reinheit der Oberfläche in der That nichts zu wünſchen übrig laſſen.

Es folgt jetzt die Betrachtung über die dem Winde zu ertheilende Höhe der Temperatur und über die gemachten Erfahrungen in Betreff der Wirkung eines unter 60 Grad und eines über 150 Grad erhitzten Winds. Bei dem hieſigen Betriebe war dieſelbe zuerſt meiſt zwiſchen 120 und 140 Grad und nur ſeit etwa einem Jahr, wo der Apparat geſprungen war, ſah man ſich genöthigt, durch eine Verbindung der hinter dem Schacht auf- und abgeführten Röhrentouren den Betrieb bei einigen 50 Grad noch viele Monate lang fortzuſetzen. Bei der erſtgenannten Temperatur erhielt man die günſtigen Reſultate, die ich als Erfolge von der Anwendung der erhitzten Gebläſeluft bezeichnet habe, während man bei der Temperatur von 50 Grad eigentlich gar keinen Einfluß auf den Gang und auf die Beſchaffenheit des Eiſens mehr bemerken konnte. Erſt bei dem in der neuen Hüttenreiſe in Anwendung gekommenen neuen Erwärmungsapparat iſt man im Stand, eine wohl bis 300 Grad geſteigerte Temperatur des Winds durch Oeffnen beider Eſſenklappen im Erhitzungsapparat hervorzubringen und dabei hat ſich gezeigt, daß

dieſe hohe Temperatur auf die Materialerſparung noch einen günſtigen Einfluß äußert, wogegen das erblaſene Roheiſen zu den Gußwaaren nicht in dem Maas anwendbar erſcheint, als dies früher der Fall war, indem es nicht nur mehr ſchwindet, ſondern offenbar an Haltbarkeit verloren hat. Eine Temperatur des Winds bis 180 und ſelbſt bis 200 Grad läßt bei Holzkohlenöfen dieſen Uebelſtand noch nicht wahrnehmen und man ſieht daher hier dieſe Temperatur auch als das Maximum an, wobei der Betrieb des Ofens mit dem größten Vortheil Statt findet und allen Anforderungen an die Güte des Eiſens zugleich am mehrſten entſpricht.

Ob überhaupt die Anwendung einer bis zum Schmelzpunkt des Bleies erhöhten Temperatur bei Hohöfen für die Dauer ohne Nachtheil anwendbar ſey, darüber fehlt es in Schleſien an zuverläſſigen Erfahrungen, doch ſcheinen die bei den Koakhohöfen angeſtellten Verſuche nicht ſehr dafür zu ſprechen, auch ſind die bisherigen wenigen Beobachtungen bei den Holzkohlenöfen der Anwendung einer ſo hohen Temperatur nicht günſtig.

Sobald es durch fortgeſetzte Erfahrungen endlich einmal ermittelt ſeyn wird, bis zu welchem Grade der Temperatur die Erhitzung des Winds am zweckmäßigſten für den Gang des Ofens und für die Beſchaffenheit des Roheiſens zu ſteigern iſt, ſo kann nichts wichtiger für den praktiſchen Hüttenmann ſeyn, als die Darſtellung eines möglichſt wohlfeilen, alſo eines recht einfachen und den Anforderungen vollkommen entſprechenden Winderhitzungsapparats. Was darüber während der Zeit, wo dieſe Apparate in Schleſien in Anwendung gekommen ſind, an Erfahrungen geſammelt worden iſt, ſoll hier näher beleuchtet werden.

Die einfachſten Apparate würden ohne Zweifel diejenigen ſeyn, welche einen Theil des Ofens auf der Gicht bildend, von den Gichtwänden unmittelbar erwärmt würden; aber bei der Ausführung iſt man hier auf faſt unbeſiegbare Hinderniſſe geſtoßen, welche dieſer Art von Erwärmungsvorrichtung nicht zur Empfehlung gereichen. Die ungleiche Ausdehnung der zu einem Ganzen verbundenen Theile des Apparats geſtattet nicht, denſelben luftdicht zu erhalten und eben ſo wenig hat man dabei die Temperatur des Winds in ſeiner Gewalt, weil dieſelbe mehr oder weniger von dem Ofengange ſelbſt abhängig iſt. Deshalb verließ man auch dieſe Konſtruction und wendete eine vom Ofen durchaus unabhängige Vorrichtung an, welche durch die Gichtflamme erhitzt wird. Dieſer Art von Apparaten hat man ſehr mannichfaltige Konſtructionen gegeben, welche ſich füglich in zwei Hauptabtheilungen bringen laſſen, nämlich in ſolche mit horizontalen (ſogenannte Waſſeralfinger) und in ſolche mit vertikalen Erwärmungsröhren.

Beide Arten bilden beſondere Oefen neben oder über der Gicht des Hohofens; aus welcher die Gichtflamme mittelſt eines Fuchſes

dem Apparat zugeführt und aus dieſem wieder durch eine Eſſe abgeleitet wird, welche mit einer Klappe verſehen iſt, um die Ausſtrömöffnung für die Flamme nach Belieben mehr oder weniger ſchließen zu können. Im Allgemeinen gewähren beide Apparate den großen Vortheil, daß die Erhitzung des Winds, ohne beſondere Feuerung, ganz allein durch die Flamme und Hitze aus der Gicht bewerkſtelligt, daß die Temperatur des Winds nach Erfordern gemindert und geſteigert werden kann, daß der Apparat, völlig getrennt von dem Ofen, ein iſolirtes Ganzes bildet und endlich, daß er vollkommen abgeſchloſſen werden kann, wenn man aus irgend einem Grunde mit kaltem Winde blaſen will."

Die Apparate mit ſenkrechten oder mit ſogenannten Hufeiſenröhren ſind jetzt in Schleſien, mit Berückſichtigung der auf der Kreuzburger Hütte gemachten Erfahrungen, ziemlich allgemein zur Ausführung gebracht. Man ſetzt den Apparat ſo weit zurück, daß er nur 9 Zoll über dem Rande der Gichtöffnung ſteht und richtet den Fuchs, welcher die Gichtflamme dem Apparat zuführt, ſo ein, daß er mit einer Eiſenplatte ganz geſchloſſen und außer Gebrauch geſetzt werden kann. Ferner ſind auf der hintern Seite zwei Reinigungsröhren angebracht, woraus die den Apparat anfüllende Flugaſche oder der Gichtſand, welcher den Zug vermindern könnte, weggeſchafft werden kann, auch endlich, um den Zug mehr in der Gewalt zu haben, ſtatt einer zwei beſondere Eſſen angebracht, welche, ſo wie der Gang des Ofens es erfordert, zur Vermehrung oder Verminderung der Windtemperatur beliebig geöffnet oder geſchloſſen werden können. Dieſer Apparat leiſtet für manche Fälle ſogar noch zu viel, indem er bei ganz geſchloſſenen Klappen den Wind über 140 Grad erhitzt und beim völligen Oeffnen beider Klappen die Temperatur über 300 Grad zu ſteigern vermag.

Es erſcheinen dieſe Apparate noch immer zu complicirt und zu groß in ihrer Wirkung, weshalb ſie zur Hervorbringung einer Windtemperatur von 180 — 200 Grad eine ungleich einfachere Einrichtung und zwar in folgender Art (man vergleiche die Zeichnung Tafel 28) erhalten könnten.

Dem Apparat läßt ſich, wie die Zeichnung ergibt, recht füglich eine ſolche Stellung auf der Gicht geben, daß die Gichtmündung völlig frei erſcheint, welches den Vortheil gewährt, daß bei Oefen, die mit einer Gichtſtraße, Behufs Führung der Gichtwagen über den Ofen, verſehen ſind, der Apparat kein Hinderniß abgibt. Der Fuchs, welcher die Gichtflamme zum Apparat führt, bedarf keiner größern Weite als von 2 Fuß und nur einer Höhe von 15 Zoll; auch kann der Apparat ſelbſt ohne allen Nachtheil für den Zweck der Erhitzung des Winds dadurch bedeutend verkleinert werden, daß man die Zahl der gebogenen ſtehenden Hufeiſenröhren von 7 auf 5

und die ſenkrechte Höhe derſelben von 6 auf 3 Fuß vermindert. Ferner ſcheinen iſolirt aufgeführte Eſſen bei dieſen Apparaten durchaus überflüſſig. Will man nicht mehrere Füchſe für ſolche iſolirte Eſſen in dem Kappengewölbe der Erhitzungsvorrichtung anlegen, ſo kann man eine kleine Eſſe mit 12—15 Quadratzoll lichter Weite und mit einem horizontalen Schieber verſehen, entweder mitten auf die Kappe oder an die hintere Umfaſſungswand ſtellen; die gebogenen Röhren bedürfen dann auch keiner Aufſätze, um eine Wand durch das Zuſammenſtoßen der Röhren zu bilden, ſondern die erhitzte Luft dehnt ſich völlig gleichförmig in dem innern Raum aus.

Ein ſolcher vereinfachter Apparat wird zur Erhitzung des Winds bis zu einer Temperatur von 200 Grad und darüber vollkommen zureichen und gewährt vor den größern Apparaten den Vortheil, daß er beträchtlich wohlfeiler iſt, weil er weniger Gußſtücke und eiſerne Röhren erfordert und daß er weniger Raum einnimmt, folglich auf jeder Gicht Anwendung findet, ſo daß dadurch die Anlagekoſten vermindert und die Anlage ſelbſt erleichtert werden wird.

Zu einem ſolchen Apparat, welcher Taf. 28, Fig. 5 im Horizontaldurchſchnitt und Fig. 6 im Längendurchſchnitt dargeſtellt iſt, ſind an Gußwaaren erforderlich: 2 Stück Muffenröhren, von denen die der Gicht des Ofens abgewendete in der Mitte ihrer Länge mit einem Muffenanſatz verſehen iſt, welcher mit der kalten Windleitungsröhre vom Gebläſe in Verbindung ſteht, ſonſt aber an beiden Enden geſchloſſen iſt; mit den beiden Enden der zweiten, der Gicht zunächſt liegenden Röhre ſind die Röhren in Verbindung geſetzt, welche den heißen Wind zu den Formen des Ofens leiten.

5 Stück Hufeiſenröhren, welche die beiden Muffenröhren mit einander in Verbindung ſetzen; 1 Trageplatte für die Fuchsöffnung aus der Gicht in den Apparat; 2 Seitenplatten für den Fuchs; 1 Platte zum Verſchließen der Fuchsöffnung; 1 Vorrichtung zum Verſchließen der Eſſenmündung, welche entweder aus einem Rahmen und Schieber, oder aus einer Deckplatte mit einer Klappe beſtehen kann; 8 Stück Ankerplatten.

Die Zeichnung Fig. 7 ſtellt den Durchſchnitt einer krummen, oder Hufeiſenröhre, in ihrer Verbindung mit den beiden Muffenröhren dar und zwar nach einem doppelten Maasſtabe. Die Hufeiſenröhre iſt an ihrer obern Krümmung mit einer Oeffnung verſehen, welche mittelſt eines einzukittenden Schiebers geſchloſſen wird. Die Oeffnung dient dazu, die Abſchließung eines oder beider Schenkel der Hufeiſenröhre beim Schadhaftwerden derſelben möglich zu machen. In einem ſolchen Falle wird in den ſchadhaft gewordenen Schenkel eine eiſerne gut paſſende Kugel von oben durch die geöffnete Oeffnung eingebracht und eine trockne Sandfüllung darüber. Eine ſolche Vorrichtung iſt deshalb anzurathen, weil ſonſt der ganze

Apparat unbenutzbar ſeyn würde, wenn auch nur an einem Schenken einer Hufeiſenröhre eine ſchadhafte Stelle vorkommen ſollte.

Die Zuleitung des kalten, ſo wie Abführung des erhitzten Winds in eiſernen Röhren, welche hinter dem Kernſchacht oder auch ſelbſt im Rauchſchacht eingelegt werden, alſo die Erhitzung des Winds durch die erhitzten Wände des Ofens bewirken *ſollen, iſt eine* gar nicht zu empfehlende Vorrichtung, theils weil *jede Reparatur* oder Dichtung ganz unmöglich wird, theils weil für den Fall, daß der Apparat aus beſondern Gründen außer Gebrauch geſetzt werden müßte, die Röhren, ſobald keine Luft hindurch geht, durch die Hitze ſehr bedeutend leiden, dagegen laſſen ſich die Röhren, welche die kalte Luft dem Erhitzungsapparat zuführen, ſo wie diejenigen Röhren, welche die erhitzte Luft aus dem Apparat in die Formen leiten, an dem äußern Rauchgemäuer des Hohofens in einen darin anzubringenden Schlitz am bequemſten, billigſten und für den Betrieb jedenfalls am ſicherſten einlegen. Es bedarf nur einer Umwicklung dieſer ſonſt der freien Luft ausgeſetzten Röhren von magerem Lehm mit Strohſeilen und zum Ueberfluß einer um dieſen Lehmbeſchlag geführten Eiſen- oder Zinkblechbekleidung, oder auch einer Sand- und Aſcheumfüllung.

Die Zu- und Abführungsröhren dergeſtalt zu konſtruiren, daß der kalte Wind in einer äußern weiten Röhre in die Höhe geführt und der erhitzte Wind in einer engern Röhre wieder abgeleitet wird, welche innerhalb der kalten Windleitungsröhre angebracht, alſo von derſelben ganz umgeben iſt, hat man in Schleſien bis jetzt noch nicht in Ausführung gebracht, obgleich das Verfahren ganz zweckmäßig ſeyn mag. Für die Verbindung der Röhren unter einander iſt diejenige mit Muffen jeder andern Verbindungsart, namentlich der mit Kränzen und Schrauben vorzuziehen.

Wir müſſen hier noch einer eigenthümlichen Vorrichtung zum Abſperren des Winds beim Betriebe mit kalter und heißer Luft gedenken, ſo wie einige Bemerkungen über die Konſtruction der Düſen machen *). Die auf den Oberſchleſiſchen Friſchhütten mit den gegoſſenen eiſernen Düſenvorrichtungen — welche anfänglich nur wegen Anwendung des erhitzten Winds eingeführt worden — gemachten Erfahrungen haben ergeben, daß dieſe Vorrichtungen auch da, wo nur allein mit kaltem Winde gearbeitet wird, einen entſchiedenen Vorzug vor den Düſenvorrichtungen mit ledernen Schläuchen beſitzen. Sie ſind weniger koſtbar, weil ſie dauerhafter ſind und keine Reparaturkoſten erfordern; ſie geben weniger Veranlaſſung zu einem Windverluſt und geſtatten, der Düſe eine genauere und jede beliebige Lage und Richtung in der Form anzuweiſen. Deshalb

*) Aus einer Abhandlung des Hrn. ꝛc. Wachler in Karſten's Archiv, 2. Reihe, Bd. 10, S. 728 ꝛc.

wird dieſe Vorrichtung täglich allgemeiner. — Bei der Anwendung des erhitzten Winds iſt es zuweilen wünſchenswerth, die Vorrichtung ſo zu treffen, daß nach Belieben erhitzter oder kalter Wind in die Düſe geführt werden kann. Statt der Ventilkaſten und der in denſelben angebrachten Ventile zur Abſchließung des heißen oder des kalten Winds wendet man jetzt in Oberſchleſien eine einfache Abſperrung durch einen Kegel an. Die Zeichnungen Taf. 30, Fig 1 bis 8 ſtellen eine ſolche Vorrichtung dar, wie ſie beim Betriebe der Hohöfen angewendet wird. Unter dem Hohofen liegt ein Kreuzrohr mit 4 Hälſen. Bei a iſt der Aufſchluß mit dem Gebläſe, bei b die Ableitung der kalten Luft zum Erhitzungsapparat, während die einander gegenüber ſtehenden Röhren c, c die kalte Luft zu beiden Formen abführen. Nur allein in dem Rohr, welches die kalte Luft zum Erhitzungsapparat führt, befindet ſich bei d eine Abſperrungsklappe. Zunächſt den Formen iſt das Ventilrohr, ein einfaches Knierohr, welches unten in eine Muffe verkittet iſt und dadurch mit der Windleitung unmittelbar vom Gebläſe in Verbindung ſteht. Oben iſt dies Knierohr gleichfalls mit einer Muffe verſehen, in welche die vom Erhitzungsapparat kommende heiße Windleitung eingeſetzt wird. Das Knie des Rohrs befindet ſich nach der Richtung der Form und in dieſem Knie iſt die Düſenvorrichtung beweglich eingeſchmirgelt. Das Rohr iſt nur mit einem genau gearbeiteten hohlen Kegel verſehen, welcher an der der Düſe zugekehrten Seite offen, an der entgegengeſetzten Seite aber geſchloſſen iſt, außerdem aber eine runde Oeffnung beſitzt, welche nach Belieben mit den Oeffnungen e oder f in Verbindung geſetzt werden, oder auch beide Oeffnungen abſchließen kann, ſo daß im letzten Fall gar kein Wind zu den Düſen ſtrömt. Auf der Zeichnung kommunicirt die Oeffnung im Kegel mit der Oeffnung e; es würde alſo bei dieſer Stellung kalte Luft in die Düſe ſtrömen und die von f kommende heiße Luft abgeſperrt ſeyn.

Durch dieſen Abſperrungskegel geht auch die Schraubenſpindel o mit der bei i eingeſchnittenen Schraube hindurch, vermittelſt welcher die Düſenvorrichtung rück- und vorwärts bewegt wird. Sie muß in dem Boden des Kegels ſehr genau eingeſchmirgelt (nicht eingeſchraubt) ſeyn und gewährt dann den Vortheil, daß man die Drehung des Kegels und die Düſenbewegung mit einem und demſelben Schraubenſchlüſſel bewerkſtelligen kann. Die Zeichnung Fig. 8 zeigt den Schlüſſel, wie er angewendet wird, um vermittelſt der Schraube bei i die Düſenvorrichtung vor- oder rückwärts zu bewegen. Die Zeichnung Fig. 7 hingegen zeigt den Angriff des Kegels durch den Schlüſſel, wobei zur größern Verdeutlichung der Biegel m nicht mit gezeichnet iſt. Es muß nämlich der Schlüſſel, — wenn man mit ihm den Kegel umdrehen will, ohne die Düſenvorrichtung zu verändern, — vor dem viereckigen Ende der Schraubenſpindel o abgenommen, dann

umgekehrt und mit ſeinem andern Ende und dem daran befindlichen weitern Einſchnitt der auswendig hervorſtehende viereckige Anſatz r an dem Kegel unter dem Bügel m gefaßt und ſolchergeſtalt der Kegel umgedreht werden.

Die Düſen ſind mit genau calibrirten Düſenanſätzen verſehen und mit dem Düſennußſtück t nicht durch Kränze verbunden, ſondern nur durch Einſchmirgelung. Das Düſennußſtück iſt *kugelartig* und bewegt ſich ganz frei in der halben Kapſel p, die es *umſchließt*. Der Düſe kann dadurch jede beliebige Richtung und Lage in der Form ertheilt werden; das Vor- und Rückwärtsbewegen der Düſe in der Form wird durch die von der Schraubenſpindel o auf die Kapſel p und auf das Nußſtück t fortgepflanzte Bewegung bewerkſtelligt.

Alle Erſcheinungen und Erfahrungen beim Hohofenbetrieb mit heißem Winde dürften wohl dahin führen, daß die veränderten Erfolge beim Schmelzproceß auch eine Veränderung in den bisher als am zweckmäßigſten erkannten Dimenſionen der Schacht- und Geſtellräume zur Folge haben ſollten. Am mehrſten dürfte eine ſolche Veränderung der Dimenſionen die Höhe und die Weite des Hohofens dergeſtalt betreffen, daß die erſtere um ein Bedeutendes zu erniedrigen wäre, während die letztere einer verhältnißmäßig geringern Verengung bedürfte. Die Geſtelldimenſionen würden aber noch ſo lange beizubehalten ſeyn, bis weitere Erfahrungen zweckmäßige Veränderungen dabei ergeben. Wahrſcheinlich wird man aber dem Untergeſtell, weil das bei heißem Wind erblaſene Eiſen länger flüſſig bleibt, ohne Gefahr eine größere Räumlichkeit, wie die jetzige, zutheilen können, eine Abänderung, welche auf allen denjenigen Hütten mit Vortheil in Anwendung zu bringen ſeyn würde, wo man ſehr ſchwere Gußſtücke abzugießen hat, alſo auf einmal eine bedeutende Menge Roheiſen zur Diſpoſition haben muß.

Es läßt ſich erwarten, daß durch zweckmäßige Veränderungen in den Dimenſionen des Ofens viele Uebelſtände bei dem Betriebe mit heißer Luft werden gehoben werden und daß vielleicht auch die Güte des Eiſens dadurch ſich erhöht. Was zu Gunſten dieſer Anſicht ſpricht, iſt der Umſtand, daß bei den Holzkohlenöfen und beſonders bei ſolchen, wo ſehr niedere Schachtdimenſionen vorhanden waren, die Vortheile hinſichtlich der Materialerſparungen im Allgemeinen größer geweſen ſind und daß auch die Güte des Eiſens weſentlich beſſer als bei allen Koakhohöfen ausgefallen iſt, vielleicht wegen der geringern Höhe und Weite der Schächte, folglich wegen des ſehr verminderten Drucks der nicht ſo hohen Schmelzſäule.

Hauptreſultate der Wirkung des erhitzten Winds auf den Hohofenbetrieb:

1) Iſt die Schlacke weit flüſſiger, reiner, verglaſt und lichter von Farbe, enthält daher nicht nur weniger Eiſenoxydul aufgelöſt, ſondern iſt auch frei von mechaniſch beigemengtem Eiſen.

2) Die Formen leuchten beſſer, naſen weniger und der Anſatz von Friſcheiſen findet beinahe gar nicht mehr Sattt.

3) Der Betrieb des Ofens iſt weit regelmäßiger und hat man die Höhe der Temperatur des Winds in ſeiner Gewalt, ſo iſt es leicht, den Gaargang ſowohl als den Rohgang durch Verminderung oder der Vermehrung der Windtemperatur ohne Veränderung an Erz- oder Kohlenſatz zu mindern, alſo beide für den Ofen unſchädlich zu machen, ohne ſo viel Zeit verlieren zu dürfen, bis die veränderten Gichten ins Geſtell rücken.

4) Beim Kippen der Gichten, Verſetzungen durch ſtrengflüſſige Beſchickung, Steigen des Schmelzpunkts im Geſtell und mehreren andern Uebelſtänden iſt die Anwendung einer geſteigerten Windtemperatur vom beſten Erfolg.

5) Die Anzahl der Gichten, welche in einer gewiſſen Zeit ins Geſtell rückt, nimmt zwar im Allgemeinen ab, doch iſt, weil gleiche Kohlengichten einen erhöhten Erzſatz tragen, außerdem aber auch die Schmelzung reiner erfolgt, das Ausbringen der Oefen größer, als bei kaltem Winde.

6) Das Roheiſen läßt — zur Gießerei angewendet — in den meiſten Fällen nichts zu wünſchen übrig, iſt im höchſten Grade flüſſig und hitzig, dabei ſtets grau, von feinem, dichten Korn, aber lichterer Farbe. Dagegen ſcheint die Anwendung einer ſehr hohen Windtemperatur für das zur Stabeiſenfabrikation beſtimmte Roheiſen, namentlich bei Koakhohöfen, nicht ſehr empfehlenswerth, ſondern eine weniger erhöhte Temperatur bis 100 Grad vortheilhafter zu ſeyn. Holzkohlenroheiſen bei über 200 Grad erblaſen läßt indeß durchaus kein nachtheiliges Verhalten beim Verfriſchen erkennen.

7) Die relative und abſolute Haltbarkeit des bei heißem Wind und unter ſonſt günſtigen Verhältniſſen erblaſenen Roheiſens ſind nicht vermindert, ſondern in den meiſten Fällen erhöht.

8) Bei ſehr zinkhaltiger Beſchickung und ſehr hohen Schachtdimenſionen iſt der ſich bis tief in den Kernſchacht hinabziehende Anſatz von Ofenbruch (Zinkſchwamm) ein unvermeidlicher Uebelſtand, welcher nur durch einen periodenweiſen Wechſel im Betrieb mit heißer und kalter Luft gehoben werden kann.

9) Das An- und Niederblaſen mit erhitzter Luft erſcheint für den Ofen vortheilhaft und geſtattet eine ſchnellere Steigerung des Erzſatzes, ſo wie einen regelmäßigen Ofengang, ſchadet auch den Ofenwänden weniger und befördert ein reines Niederblaſen.

10) Der Kernſchacht leidet bei heißem Winde viel weniger, ſondern nur die Raſt und Zuſtellung, aber auch ſelbſt dieſe nicht in einem höhern Grad, als früher bei der kalten Luft, wo ſie einem häufiger eintretenden Temperaturwechſel ausgeſetzt waren, als jetzt.

11) Bei richtiger Anwendung des erhitzten Winds und bei guter Betriebsaufſicht beträgt, wenigſtens zu Malapane, die Kohlenerſparung gegen 15, bis ſogar 30 Prozent, die des Zuſchlags gegen 8 bis 14 Prozent und das Ausbringen kann dann unter den günſtigſten Umſtänden 20 bis ſelbſt 30 Prozent höher ausfallen, als früher unter ganz gleichen Umſtänden bei kalter Luft.

Wir beſchreiben nun zuvörderſt noch die Schöpfheerde, eine jetzt bei vielen Hohöfen, die zur Gießerei betrieben werden, angewendete Vorrichtung *). —

Bei großen Oefen iſt das Schöpfen ſehr umſtändlich und bei allen wird der Betrieb geſtört, welches bei großen nachtheiliger als bei kleinen iſt. Stets geht auch dabei ſehr viel Eiſen mechaniſch durch die Schlacke verloren. Vergleicht man daher die Reſultate eines für den Friſchhütten- und eines für den Gießereibetrieb durch Schöpfen beſtimmten Hohofens, ſo findet man, daß der letztere gegen den erſtern ſowohl in der Quantität der Roheiſenerzeugung, als auch im Verbrauch an Erzen und Brennmaterial im Nachtheile ſteht.

Man hat daher verſchiedene Mittel zur Abhilfe dieſer Nachtheile anzuwenden geſucht. Um die Schlacke zurück zu halten und um möglichſt reines Eiſen auszuſchöpfen, ſenkt man in Rußland gußeiſerne, mit Lehm überzogene Kränze von ungefähr 1 Fuß Höhe in den Vorheerd ein und ſchöpft aus dem auf dieſe Weiſe umſchloſſenen Raume das Roheiſen aus, ohne durch die Schlacke behindert zu werden.

Um aber den Hohofenbetrieb gar nicht zu ſtören, hat man in neueſter Zeit entweder neben dem Vorheerd oder am Hintergeſtelle ſogenannte Schöpfheerde vorgerichtet und dadurch den Zweck ſehr gut erreicht. Fig. 9, Taf. 30, iſt ein Profil und Fig. 10, ein Grundriß des Vor- und des Schöpfheerds zu Malapane in Oberſchleſien. **d** iſt der Vorheerd des mit Maſſe zugeſtellten Hohofens, **c** der ganz vorn an demſelben befindliche runde, oben 12 und unten 9 Zoll weite Schöpfheerd, mit jenem durch den Kanal **b**, in der Mittelwand **a** zwiſchen beiden, verbunden, ſo daß das Eiſen ohne Schlacke in den Vorheerd gelangt. Die Communicationsöffnung iſt 4 Zoll breit und 5 Zoll hoch; enger darf ſie nie ſeyn, weil ſie ſich ſonſt leicht verſtopfen und das Eiſen zu matt in den Schöpfheerd gelangen würde. Zu Rübeland am Harz, wo das aus einer ſtrengflüſſigen Beſchickung erblaſene Roheiſen viel weniger hitzig als das zu Malapane iſt, mußte die Verbindungsöffnung viel weiter und

---

*) Näheres findet man in Karſtens Archiv, zweite Reihe. IV. 419; V. 508; VII. 191; Annales des Mines, 3. Sér. VI. 31; VIII. 33; Polytechniſches Centralblatt 1836, S. 86 ꝛc.

höher gemacht werden, ſo daß auch Schlacke in den Schöpfheerd gelangen und eine Decke über dem in demſelben befindlichen Roheiſen bilden kann. Man fand hier, daß es überhaupt am beſten ſey, den Schöpfheerd nur als einen Flügel des Vorheerds anzuſehen, weil man alsdann noch den Vortheil erlangte, recht viel Eiſen im Heerde halten zu können. Das Eiſen muß erſt dann in den Schöpfheerd treten, wenn der Hohofen in einem guten gaaren Betrieb iſt; bis dahin muß der Kanal b mit einem Stücke Holz, welches mit Lehm überzogen iſt, verſtopft werden. Das Holz verkohlt und kann dann leicht herausgeſtoßen werden, wenn der Schöpfheerd gebraucht werden ſoll.

Ein anderer Schöpfheerd, der von dem beſchriebenen weſentlich verſchieden und zu Kollonowska in Oberſchleſien vorhanden iſt, iſt in Fig. 11, Taf. 30 im Profil abgebildet. Er iſt durch Verlängerung des Hintergeſtells gebildet und es fallen dadurch alle Hinderniſſe weg, die durch einen beſondern Schöpfheerd nothwendig mehr oder weniger herbeigeführt werden. Der unterſte Rückſtein, welcher ähnlich dem Tümpelſtein behauen und auch ſtärker als gewöhnlich iſt, liegt nicht auf dem Boden auf, ſondern 5½ Zoll von demſelben entfernt, wodurch eine Art von zweitem Vorheerd gebildet und durch die nach der Rückſeite des Geſtells hin Statt findende Verlängerung des Untergeſtells der Schöpfraum begrenzt wird. Dieſer Raum, oder der Schöpfheerd ſelbſt iſt 14 Zoll breit und 16 Zoll lang und vorn durch einen zweiten Wallſtein geſchloſſen, welcher dergeſtalt vorgerichtet iſt, daß auch an dieſer Seite der Abſtich erfolgt, wenn das Eiſen nicht mit Kellen oder Pfannen aus dem Heerde genommen werden ſoll. Deshalb hat der eigentliche Vorheerd, weil er nur zum Reinigen des Geſtells und zum Abziehen der Schlacke dient, ſehr verengt werden können, wodurch die Abkühlung vermindert und der Nachtheil ziemlich vollſtändig ausgeglichen wird, welcher in dieſer Hinſicht aus zwei offenen Vorheerden für den Hohofen entſpringen möchte.

Die Schöpfheerde ſind, wie ſchon bemerkt, jetzt bei ſehr vielen Hohöfen in Anwendung, namentlich bei Schleſiſchen, Harzer, Rheiniſchen, Süddeutſchen und Franzöſiſchen. Vortrefflich iſt die Einrichtung zu Waſſeralfingen im Würtembergſchen. Dieſer Schöpfheerd gehört zu denen, welche an der Seite des Vorheerds angebracht ſind. Er beſteht aus feuerfeſtem ungebrannten, aber mit dem Pulver des gebrannten vermengten Thon, iſt rund, etwas koniſch und hat keinen Boden, wird aber auf eine aus geſchlagenem Thon bereitete Sohle, die ſeinen Boden bildet, aufgeſetzt; er iſt etwa ½ Zoll dick, 14 Zoll hoch, oben 16 Zoll, unten 13 Zoll weit; ſein Boden liegt 3 Zoll unter dem Boden des Vorheerds und iſt 9 Zoll von demſelben entfernt; durch einen geneigten, vom Boden des Vorheerds zu dem des Schöpfrads gehenden, halbcylindriſchen Kanal, von 3 Z.

Grundfläche und 1½ bis 2 Zoll Höhe, ſtehen beide in Verbindung. Der ganze Schöpfheerd iſt in eine feſte Maſſe von Lehm eingeſetzt, welche den Winkel zwiſchen dem Backenſtück und dem Gemäuer der vordern Ofenumfaſſung einnimmt. Der Schöpfheerd wird, ehe man das Eiſen hineintreten läßt (was übrigens erſt geſchehen kann, wenn der Ofen bereits einige Wochen im Gange, der *Vorheerd ſehr* heiß und das Eiſen gehörig flüſſig iſt), gehörig durch *glühende Kohlen* angewärmt; bis dahin wird der Communicationskanal mit Kohlenlöſche verſtopft. Da es nicht möglich iſt, den Schöpfheerd bis zur Temperatur des flüſſigen Eiſens vorher zu erwärmen, ſo kühlen die zuerſt eintretenden Portionen etwas ab; man ſchöpft ſie daher in den Vorheerd zurück, bis der Schöpfheerd die erforderliche Temperatur angenommen hat. Iſt die Abkühlung zu ſtark, ſo daß ſogar das Eiſen im Kanal zu geſtehen anfängt, ſo kann man zuweilen dadurch die Sache wieder gut machen, daß man Eiſen aus dem Vorheerd in den Schöpfheerd ſchöpft. Geht es auf dieſe Weiſe nicht, ſo muß der Schöpfheerd zerſchlagen und erneuert werden. Die Oberfläche des Metalls im Schöpfheerde muß ſtets mit glühenden Kohlen bedeckt bleiben und auch dann noch verdickt ſich das Eiſen oft oberflächlich; man muß dann den obern Theil in den Vorheerd zurück geben. Die Abkühlung des Metalls im Schöpfheerd erzeugt meiſt auch eine Abſcheidung von Graphit. Alle dieſe Nachtheile ſind bei Anwendung der heißen Luft zum Schmelzen, wodurch die Temperatur und Flüſſigkeit des Metalls ſehr erhöht, die Abkühlung daher langſamer gemacht wird, weit geringer. — In Waſſerralfingen ſchöpft man alle 3 Stunden und es gehen übrigens, da die Abkühlungen und Zeitverluſte durch das Schöpfen aus dem Vorheerde vermieden werden, mehr Gichten in 24 Stunden nieder, als früher. Die Schöpfheerde halten ziemlich lange, doch müſſen ſie alle Wochen gereinigt und die Spalten ausgeſchmiert werden.

Zu Niederbrunn wendete man zuerſt einen Schöpfheerd von denſelben Dimenſionen an, der jedoch 18″ vom Vorheerd entfernt war. Der 3″ weite und hohe Verbindungskanal beſtand aus geſchlagenem Lehm und man ließ das Stück Fichtenholz, was als Form gedient hatte, darin als Stöpſel. Dieſer verkohlte zwar, ließ ſich aber auch dann nur unvollſtändig entfernen und trotz aller Bemühungen verſtopfte ſich der Kanal. Man conſtruirte einen neuen Heerd, nur 12 Zoll vom Vorheerde, mit 6 Zoll hohem und 5 Zoll breiten Verbindungskanale; der Holzſtöpſel ließ auch dieſen Verſuch ſcheitern. Dagegen war der Erfolg der erwünſchte, als man, mit Beibehaltung der letztern Dimenſionen, die Verſtopfung durch Kohlenklein und eine kleine Eiſenplatte, die man ſpäter entfernte, bewerkſtelligte. Man genoß nun alle erwähnten Vortheile der Schöpfheerde. 1834 conſtruirte man den Schöpfheerd aus gebrannten Ziegeln und gab der Wand zwiſchen ihm und dem Vorheerde 1 F.

Dicke. Die Verſtopfung des Kanals erfolgte durch Kohle, ſtatt der Eiſenplatte füllte man jedoch den ganzen Schöpfheerd mit Kohle an, wie auch zu Zinsweiler geſchieht. Der Heerd that acht Monate lang die beſten Dienſte. Da ſich indeß der Verbindungskanal nach und nach erweiterte, traten oft Schlacken in den Schöpfheerd, die zwar leicht abgeſchöpft wurden, aber den Kanal nur noch mehr angriffen. Hier kam auch einmal eine plötzliche Erkältung des Schöpfheerds vor, die jedoch durch Anwendung glühender Kohlen wieder gehoben wurde. Im September 1834 ſetzte man einen aus feuerfeſtem Thon und Sand geformten Schöpfheerd zugleich mit dem Wallſteine; der Kanal beſtand aus Ziegeln. Erſt nach 14 Tagen konnte man ihn öffnen, das Eiſen hatte ſich aber in die Kohle infiltrirt, war erſtarrt und man mußte einen neuen Kanal, diesmal aus Thon und Sand, conſtruiren. Nun gelang der Verſuch; der Heerd hielt aber nicht lange aus, bekam Riſſe, der Rand erweiterte ſich ſchnell. — Der Schöpfheerd zu Zinsweiler iſt viereckig, aus gewöhnlichen feuerfeſten Ziegeln; er leiſtet gute Dienſte.

Es laſſen ſich nun folgende allgemeine Bemerkungen machen: Die Hauptſache iſt, den Heerd und namentlich den Kanal aus völlig unſchmelzbarem Material zu conſtruiren; für letzteres ſind feuerfeſte Ziegelſteine zu empfehlen, welche durch Thon verbunden und mit einer dicken Lage Thon bedeckt werden. Der Kanal hat am beſten den Querſchnitt eines Halbzirkels, ſeine Dimenſionen müſſen um ſo größer ſeyn, je weniger heißes und flüſſiges Eiſen der Ofen liefert. So hat man, wie wir ſahen, zu Rübeland ſelbſt mit einem 6″ hohen Kanal nicht ausgereicht und ihn ſo erhöhen müſſen, daß ſein oberer Rand nur einige Zoll unter dem Steine des Wallſteins liegt. Zu Zinsweiler reicht man daher mit einem, nach dem Schöpfheerde zu etwas weitern, im Mittel 2½″ hohen und 8½″ breiten, zu Niederbrunn nur mit einem 5″ breiten, 4½″ hohen aus. Man muß den Schöpfheerd dem Vorheerde ſo viel als möglich nähern; dadurch wird erſterer heißer und das Eiſen flüſſig erhalten; 10—12″ dürfte die mittlere Entfernung ſeyn; zu geringe Stärke der Zwiſchenwand kann jedoch leicht eine Zerſtörung dieſer veranlaſſen; je feuerfeſter alſo das Material, deſto näher kann der Schöpfheerd dem Vorheerde gebracht werden. Je größer die Neigung des Eiſens zum Erſtarren und zu Ausſcheidung von Graphit, deſto näher muß der Schöpfheerd dem Vorheerde ſtehen, im umgekehrten Falle kann er weiter entfernt werden. Je grauer das Eiſen, je geneigter zur Erſtarrung und Graphitbildung es iſt, deſto öfter muß man ſchöpfen; bilden ſich Kruſten, ſo muß man dies alle 3 Stunden thun. Im entgegengeſetzten Falle reichen täglich drei oder auch nur zwei Mal hin. — Der Schöpfheerd hindert durchaus nicht das gleichzeitige Benutzen des Ofens zu Gänzen; man macht dann die Abſtichöffnung an der andern Seite des Wallſteins. Damit die Schlacken nicht

in den Verbindungskanal bringen können, bringt man das Schlakkenloch etwas höher als den Verbindungskanal an, ſo daß immer ſo viel Eiſen im Heerde bleibt, um den Kanal voll zu erhalten. In dem Moment, wo man das Eiſen in einen neuen Schöpfheerd treten laſſen will, laſſe man das Eiſen weniger grau als gewöhnlich niedergehen; da es dann flüſſiger iſt, braucht man die Dimenſionen des Kanals weniger groß zu machen; wo man mit *heißer Luft* ſchmelzt, kann man ſehr leicht momentan die Hitze der Luft *erhöhen* und dadurch das Eiſen flüſſiger und heißer machen, was nicht blos beim Anfange der Arbeit des Schöpfheerds, ſondern auch bei vorkommenden Obſtruktionen von Nutzen ſeyn kann. Durch Vorrichtungen zu Regulirung des Zugs und Meſſung deſſelben kann man leicht zur nöthigen Beherrſchung der Wärme gelangen; es verſteht ſich jedoch, daß man den für den vortheilhafteſten erkannten Hitzgrad nur momentan, nicht längere Zeit erhöhen darf, wenn man nicht Nachtheil empfinden will. — Die Erneuerung des Schöpfheerds verurſacht keinen großen Zeitverluſt, ſie geſchieht in 5 bis 6 Stunden und kann allemal mit andern Arbeiten, die ohnehin eine Ruhe des Gebläſes erfordern: Reinigung des Geſtells, Erneuerung des Tümpelblechs, Reparaturen der Gebläſe u. ſ. f. verbunden werden. — Die Vortheile der Schöpfheerde treten vorzüglich beim Schmelzen mit heißer Luft, wo die Luft durch die Gichtflamme erwärmt wird, hervor; denn hier muß natürlich das Schöpfen aus dem Vorheerde ſelbſt allemal eine äußerſt beträchtliche Erkältung der Luft erzeugen.

## II. Von dem mit Steinkohlen und mit Koaks erblaſenen Roheiſen.

Die Anwendung der Steinkohlen zum Schmelzen der Eiſenerze hat die Produktionskoſten des Roheiſens ſehr vermindert. — Eben ſo iſt auch der Eiſenfriſchproceß mittelſt Steinkohlen weit wohlfeiler. Die Subſtitution der letztern für die Holzkohlen bei dieſem zweiten Proceß hat nicht weniger, als bei dem erſten zu der ungeheuren Entwickelung der Eiſenfabrikation Englands beigetragen; ja man würde dieſe Subſtitution überall, wo es die ſonſtigen Umſtände geſtatten, einzuführen ſuchen und den Betrieb mit Holzkohlen aufgegeben, wenn bei dem letztern nicht ein weit beſſeres Eiſen producirt würde. Im Handel exiſtirt daher ein großer Preisunterſchied zwiſchen beiden Eiſenſorten.

Der Vorzug des bei Holzkohlen gefriſchten Eiſens gegen das bei Steinkohlen dargeſtellte, wenigſtens zu ſehr vielen Anwendungen, iſt ſo überwiegend, daß die Engländer ſelbſt zur Fabrikation des Stahls und zu gewiſſen Nummern von Draht nur bei Holzkohlen erzeugtes Eiſen anwenden. In denjenigen engliſchen Hütten, wo

man das Eiſen zur Weißblechfabrikation darſtellt, befolgt man ein gemiſchtes Verfahren, welches darin beſteht, das Roheiſen mit Holzkohlen zu verfriſchen und das Eiſen mit Steinkohlen zu ſchweißen. Wir werden dieſen Proceß weiter unten im dritten Abſchnitt kennen lernen.

Unter den Eigenſchaften, welche das mit Holzkohlen dargeſtellte Schmiedeeiſen von dem bei Steinkohlen erzeugten unterſcheiden, iſt eine der merkwürdigſten die, daß nur erſteres mittelſt Cementation einen zu verarbeitenden Stahl gibt. Das Steinkohleneiſen cementirt ſchnell, allein bei der erſten Hitze verliert es faſt allen Kohlenſtoff, mit welchem es verbunden war. Auch kommt alles zur Stahlfabrikation in England angewendete Eiſen aus Schweden, wo es bekanntlich bei Holzkohlen gefriſcht wird.

Da nun der Hohofenbetrieb mit mineraliſchem Brennmaterial in England am großartigſten und am mannichfaltigſten iſt, ſo beſchreiben wir nach der **Voyage métallurgique, I. 221 etc.**, denſelben, ſo wie er in den wichtigſten metallurgiſchen Provinzen jenes Vaterlands der Gewerbe Statt findet, reden aber vorher erſt noch von der Beſchaffenheit der verſchiedenen Roheiſenſorten, von dem Verkoaken der Steinkohlen und von dem Erzröſten.

### Beſchaffenheit des Roheiſens.

Das engliſche Roheiſen zeigt nach ſeinen Eigenſchaften, ſeiner Verwendung in den Gewerben und Künſten, ſo wie nach einigen Umſtänden ſeiner Fabrikation, eine große Verſchiedenheit.

Wir unterſcheiden zuvörderſt zwei Hauptverſchiedenheiten, nämlich das zum Gießereibetrieb und das zum Verfriſchen angewendete Roheiſen; das erſtere iſt gewöhnlich ſchwarz, weich und würde ſich nur ſehr ſchwierig verfriſchen laſſen. Die zweite Sorte iſt grau oder weiß, wenig flüſſig und würde daher zur Annahme von Formen ſchlecht geeignet ſeyn; erkaltet iſt es ſehr ſpröde.

Wir unterſcheiden von jeder Sorte wiederum drei verſchiedene Arten.

Roheiſen zum Gießereibetriebe. — Nr. 1. Sehr ſchwarzes Roheiſen, mit wenig Klang, grobkörnig und glänzend, zuweilen mit minder dunkeln und minder grobkörnigen Stellen. Sein Bruch iſt ſehr ungleich; es hat nur geringe Feſtigkeit, läßt ſich leicht mit dem Meißel bearbeiten und verlangt nur eine matte Politur. Es iſt dickflüſſig und wirft blaue Funken umher. Auf ſeiner Oberfläche ſcheinen ſich mit großer Schnelligkeit ſehr feine dendritiſche Figuren zu entwickeln. Es erſtarrt ſehr langſam und erkaltet iſt ſeine Oberfläche eben, ausgehöhlt und oft mit Graphit belegt. — Es wird nur umgeſchmolzen zum Guß von Ornamenten und kleinen

ſo wie überhaupt zu ſolchen Gegenſtänden angewendet, die eine feine und ſorgfältige Arbeit erfordern.

Nr. 2. Schwarzes Roheiſen, jedoch minder dunkel als das vorhergehende. Es iſt weniger weich, feinkörniger und gleichartiger auf dem Bruch und auf der Oberfläche minder eben als Nr. 1. Es iſt ſehr feſt, läßt ſich leicht drehen, feilen und poliren. Man verwendet es hauptſächlich zum Guß von Maſchinentheilen, die leicht und gut ausgelaufen und ſehr feſt ſeyn ſollen.

Nr. 3. Sehr graues Roheiſen (dark grey iron), von einem noch feinern und dichtern Korn als das vorhergehende. Dieſe Sorte ſucht man am öfterſten zu erhalten, weil ſie gleich gut vergoſſen und verfriſcht werden kann. — In der Gießerei benutzt man es zu allen ſchweren Stücken, welche eine große Feſtigkeit haben müſſen, wie Supports, Räder, Dampfmaſchinencylinder ꝛc.

Roheiſen zum Verfriſchen. — Nr. 1. (bright iron), graues, glänzendes Roheiſen, von hellerer Farbe als das zuletzt erwähnte. Es iſt ſehr weich und wird zuweilen auch zum Guß großer Stücken, die wenig Sorgfalt erfordern, angewendet.

Nr. 2. Halbirtes Roheiſen (mottled iron). Von dem in Frankreich und Deutſchland unter dieſem Namen bekannten Roheiſen iſt es darin verſchieden, daß es nie zum Gießereibetrieb angewendet wird. Es hat einen ebenen Bruch und das Anſehen eines Gemengs von grauen und weißen Roheiſen.

Nr. 3. Weißes Roheiſen (white iron), klingend und ſpröde. Zuweilen erfolgt es bei einem ſchlechten Gange des Hohofens, einige Hütten produciren aber auch nur dieſe Sorte. Es fließt ſchlecht, wirft viele lebhafte und weiße Funken und erſtarrt ſehr leicht. Abgekühlt zeigt es auf ſeiner Oberfläche unregelmäßige Erhöhungen, wodurch ſie ſehr rauh wird; der Bruch iſt ſehr blättrig (ſpiegelig) und ſtrahlig. Es iſt ſo hart, daß es ſelbſt von dem gehärteten Stahl nicht angegriffen wird. Zum Vergießen wird es nicht angewendet und es gibt gewöhnlich nur ein ſchlechtes Stabeiſen.

Es iſt ſchwierig, in alle Einzelnheiten einzugehen, welche die ſechs obigen Roheiſenſorten unterſcheiden, auch läßt ſich zwiſchen denſelben keine beſtimmte Gränze ziehen. Man müßte das Roheiſen einer jeden Provinz und oft das einer jeden Hütte beſchreiben, indem jede Steinkohlen- und jede Erzſorte Verſchiedenheiten veranlaſſen.

## Koaksbereitung.

Die Verkohlung der Steinkohlen erfolgt in England entweder in freier Luft oder in Oefen.

1) Die Koaksbereitung in freier Luft wird weit allgemeiner angewendet, als die in Oefen, welche man nur bei Verkohlung der Staubkohlen benutzt.

In Staffordſhire, in der Gegend von Dudley, werden alle Steinkohlen in freier Luft verkoakt. Der Proceß beſteht darin, mitten auf einem dazu vorgerichteten ebenen Platz eine kleine, etwas koniſche Eſſe von Ziegelſteinen aufzuführen, welche ſehr viel Durchſichten oder Oeffnungen hat. Die Steinkohlen ſtehen auf der hohen Kante und unten ſind die Oeffnungen größer als oben. Dieſe Eſſe (Fig. 12, Taf. 30) iſt ohnfähr $4\frac{1}{2}$ Fuß (Engl. Maas) hoch und darauf kann noch eine kleine 1 Fuß hohe Eſſe von Blech oder Gußeiſen geſetzt werden.

Die zu verkoakenden Steinkohlen werden in kreisförmigen, Meilern ähnlichen, aber niedrigern Haufen aufgeſetzt. Die größten Stücke ſetzt man rings um die Eſſe, um die Baſis des Haufens zu bilden; die übrigen Steinkohlen ſtürzt man daran, ſo daß der Meiler etwas höher als die Ziegelſteineſſe wird. Um ein zu raſches Verbrennen zu verhindern, bedeckt man das Ganze mit Steinkohlenklein (slack) oder mit kleinen Koaks, mit Ausnahme des Fußes, der auf etwa 1 Fuß Höhe frei bleibt. Das Anzünden des Haufens erfolgt durch die Eſſe. Zu einem gewiſſen Zeitpunkte des Proceſſes bedeckt man auch den Fuß des Meilers mit Staubkohlen und läßt Oeffnungen, die man nach Belieben verſchließen oder öffnen und auf dieſe Weiſe den Verkoakungsproceß aufhalten oder beſchleunigen kann. Iſt die Verkohlung beendigt, ſo löſcht man die Koaks mit Waſſer ab, welches man in großer Menge in die oben in den Haufen gemachten Oeffnungen gießt. Endlich zieht man die Staubkohlendecke ab.

Die Maaſe dieſer Meiler ſind etwas verſchieden; gewöhnlich haben ſie einen Durchmeſſer von 14—16 Fuß und enthalten in dieſem Fall faſt 12 Tonnen Steinkohlen. Von dem Augenblick des Anzündens ab dauert der Proceß ſieben Tage, wovon $2\frac{1}{2}$ auf das Verkohlen und etwa vier auf das Abkühlen kommen. Das Aufſchütten von vielem Waſſer ſcheint wegen der Entſchwefelung der Koaks und um ein gutes Reſultat zu erlangen, unerläßlich zu ſeyn.

Der ſehr ſorgfältigen Verkoakung der Steinkohlen, welche man in Staffordſhire vornimmt, den großen Vortheilen, welche die Fabrikation von Roh- und Stabeiſen erſter Qualität in dieſer Provinz der großen Concurrenz darbietet, ſo wie endlich der Theurung des Brennmaterials gegen die in Wales geltenden Preiſe muß man das Uebergewicht des Staffordſhirer Eiſenhüttenbetriebs gegen den in andern Theilen Englands zuſchreiben.

Der Verkoakungsproceß erſcheint ſo einfach, daß man kaum Schwierigkeiten dabei finden zu können glaubt und doch ſind dieſelben garnicht unweſentlich, wie man überall da in Frankreich erkennt, wo man den Eiſenſchmelzproceß mit Steinkohlen eingeführt hat und in England gelingt der Proceß auch nicht überall. Man gewinnt ge-

wöhnlich 60 und zuweilen auch nur 50 Proz. an Koaks von den aufgeſetzten Steinkohlen.

In Südwales befolgt man beide Verkoakungsarten, allein der Proceß wird nicht mit derſelben Sorgfalt wie in Staffordſhire ausgeführt. Beim Verkohlen in der freien Luft wendet man ſehr lange Haufen an, welche 30—40 Tonnen Steinkohlen enthalten, 4—6 Fuß breit, ſo wie 2½—3 Fuß hoch ſind. Die großen Stücken werden in der Mitte des Haufens aufgeſtellt und das Ganze wird mit Staubkohlen bedeckt. Zuweilen erfolgt das Anzünden des Haufens an mehreren Punkten zugleich, gewöhnlich aber nur an einem Ende. In dem Maaſe, daß die Haufen vollſtändig ins Feuer kommen, bedeckt man ſie mit der Aſche von den vorhergehenden Proceſſen, damit die Koaks nicht zu brennen fortfahren; endlich löſcht man ſie mit Waſſer ab.

Auf dem Eiſenwerke Pontypool haben einige Theile der Steinkohlen das Anſehn von Holzkohlen, welches ſie auch nach dem Verkoaken behalten. Koaks dieſer Art ſind ſehr geſchätzt und werden ſo viel als möglich zu der Erzeugung des zu vergießenden Roheiſens Nr. 1 und 2 angewendet.

In den Umgebungen von Merthyr-Tydwill verwendet man wenig Sorgfalt auf den Proceß, erhält aber viel Koaks; z. B. auf den Plymouthwerken erhält man 83 Proz., zu Dowlais 66 Proz. Zu Pen-y-Darran dauert der Proceß nur drei Tage und die Steinkohlen nehmen durch das Verkoaken etwa 25 Proz. an Volum zu. Zu Neath-Abbey erfolgt er noch ſchneller und man erlangt kaum 60 Proz. Koaks.

Wir bemerken hier, daß das Steinkohlenbaſſin von Wales ſehr verſchiedene Kohlenarten enthält; an dem einen Ende, in Monmouthsſhire, in der Nähe der großen Hütten von Pontypool, Barteg und Blänarvon iſt die Steinkohle bituminös, backend und nimmt an Volum zu; zu Merthyr-Tydwill dagegen iſt die Steinkohle trokken, gibt wenig Rauch und iſt hin und wieder anthracitartig; auch dauert die Koaksbereitung in dieſer Gegend oft neun Tage, wenn ſie zu Merthyr kaum drei oder vier dauert.

In der Gegend von Glasgow in Schottland wendet man beide Verfahrungsarten bei der Koaksbereitung an, jedoch werden die meiſten in freier Luft dargeſtellt. Neuerlich hat man mit großem Vortheil die Staffordſhirer Methode angewendet; die Meiler enthalten 18 Tonnen Steinkohlen und werden mit befeuchteten Staubkohlen bedeckt. Die Verkohlung dauert 3—4, die Abkühlung 4—5 Tage, der Gewichtsverluſt etwa 50 Proz. Die Koaksſtücke eines Haufens ſind ſehr verſchieden, die einen und zwar die meiſten dicht und die andern leicht. In Folge der auf den Eiſenwerken jener Gegend ſehr allgemeinen Anwendung der erhitzten Luft iſt die Koaks-

fabrikation in den letztern Jahren ſehr verringert, da man die Steinkohlen meiſt roh anwendet.

In Yorkſhire befolgt man ein ähnliches Verfahren wie in Südwales; man errichtet nämlich ſehr lange, 5—6 Fuß breite und 2½ Fuß hohe Haufen, in denen man etwa in Zwiſchenräumen 6 Fuß ſenkrechte, 8—9 Zoll im Quadrat weite Eſſen von großen Kohlenſtücken aufſetzt und mittelſt denen man die Haufen auf ihrer ganzen Länge anzündet. Der Verluſt beträgt höchſtens 50 Proz.

Man hat in England im Allgemeinen gefunden, daß die in freier Luft erhaltenen Koaks leichter, als die in Oefen dargeſtellten ſind, alſo das Entgegengeſetzte von dem in Frankreich Beobachteten.

Koaksbereitung in Oefen. — Die Form des zu dieſem Proceß angewendeten Apparats iſt in den verſchiedenen Provinzen Englands ſehr wenig verſchieden. Die Oefen haben ſtets eine ovalartige Form, ſind mit einem flachen Gewölbe bedeckt und mit einer kleinen Eſſe verſehen. Zu Abergavanny in Monmouthſhire wendet man die in Fig. 13, 14, 15 und 16, Taf. 30, abgebildeten Ofen zum Verkoaken der kleinen Kohlen an. Er hat zwei einander gegenüber liegende Thüren und dieſe ſind mit gußeiſernen Schiebern, die ſich mittelſt eines Gegengewichts in Falzen bewegen, verſchloſſen. Jeder Ofen hat über Schlitzen A in der einen Seitenmauer zwei kleine Eſſen. Heerd und Gewölbe beſtehen aus Ziegel-, die äußern Mauern aus Bruchſteinen. Die Länge beträgt 12, die größte Breite 6, die Breite der Thüren ungefähr 3 Fuß, die Höhe des Gewölbes in der Mitte 5 Fuß und an den Thüren 21 Zoll. Die Eſſen ſind vom Heerd ab 7 Fuß hoch und 9 Zoll weit.

Man ladet den Ofen durch die im Gewölbe vorhandene Oeffnung b und durch die Thüren; während des Proceſſes wird jene mit einer gußeiſernen Platte verſchloſſen. Zu Neath-Abbey ſind die Oefen im Allgemeinen kleiner als der hier beſchriebene und haben mitten auf dem Gewölbe ein 1½ Fuß hohes Gewölbe. Gewöhnlich haben ſie nur eine Thür, aber derſelben gegenüber eine Oeffnung, um in der ganzen Maſſe einen gleichförmigern Zug hervorbringen zu können. Man verkoakt auf dieſe Weiſe die kleinen Kohlen von mächtigen Flötzen und gewinnt 60 Proz. Koaks, während die in freier Luft verkohlten Stückkohlen von demſelben Flötz nur 50 Proz. geben. Die Ofenkoaks ſind ſtets dichter, als die Meilerkoaks. Bei Swanſea wendet man daſſelbe Verfahren an und gewinnt 50 Proz.

In der Gegend von Glasgow verkoakt man kleine Portionen Koaks in kreisförmigen Oefen mit einer Thür. Sie ſind 9 Fuß weit, in der Mitte 6 Fuß hoch und haben eine 2 Fuß hohe und 21 Zoll weite Eſſe. Die Ladung beträgt 1½ Tonnen, die in dem Ofen etwa 2½ Fuß hoch liegen und von denen man nach 24 Stunden 50, zuweilen auch nur 40 Proz. gewinnt. Den Sonnabend

ſetzt man 2 Tonnen ein und zieht die Koaks den nächſten Montag heraus.

Die meiſten Stückkohlen von den Newcaſtler Flötzen kommen als Brennmaterial in den Handel und nur die kleinen Kohlen werden als um zwei Drittel wohlfeiler zum Hohofenbetrieb verkoakt. Die dazu angewendeten Oefen ſind rechteckig, 13 Fuß lang, 11 Fuß hoch und das ellipſoidiſche Gewölbe liegt in der Mitte 5 Fuß über der Sohle. An der Vorderſeite iſt eine 24 Zoll hohe und 15 Zoll breite Thür vorhanden. Sie wird mit einer gußeiſernen Platte verſchloſſen gehalten, die in ihrer Mitte eine im Quadrat 3 Zoll weite Oeffnung hat. Dieſe ſich in Falzen auf- und nieder bewegende Thür ſchließt ſehr luftdicht und die die Verbrennung unterhaltende Luft ſtrömt nur durch die erwähnte Oeffnung ein.

Das Gewölbe iſt mit drei quadratiſchen Oeffnungen verſehen, von denen eine in der Mitte des Ofens befindliche 1 Fuß, die andern beiden, die in der Axenlinie des Ofens und gleich weit von der Mitte entfernt liegen, jede 4 Zoll weit iſt. Die große Oeffnung iſt zum Theil mit einer gußeiſernen Platte bedeckt, damit der Zug nach Belieben eingerichtet werden kann; die beiden andern ſind dagegen durch Ziegelſteine geſchloſſen und werden nur geöffnet bei ungleichem Verkoaken und wenn an irgend einem Punkte des Ofens ein ſtärkerer Zug erforderlich iſt.

Zuerſt bringt man eine Partie Stückkohlen in den Ofen, zündet dieſelben an und bringt alsdann die gehörige Ladung von kleinen Kohlen durch die Thür oder durch die obere, mittlere Oeffnung hinein, ſo daß ſie ohngefähr 3 Fuß hoch liegen. Bald iſt die ganze Maſſe im Feuer, welches bei dem erſten Betriebe des Ofens lange, ſpäter aber, wenn er ein Mal warm iſt, nur ½ Stunde dauert. Der Betrieb ſelbſt iſt ſehr einfach; er erfordert von Seiten des Arbeiters weiter nichts, als eine ſorgfältige Beobachtung des Gangs der Verbrennung, indem er ſie mittelſt der drei Oeffnungen im Gewölbe aufhält oder beſchleunigt; ſie dauert 22—24 Stunden. Anfänglich entwickelt ſich ein ſehr dicker Rauch, der ſich aber nach und nach vermindert. Die Flamme, welche ſich von der Oberfläche der Steinkohlenmaſſe erhebt, iſt in den erſten Stunden des Proceſſes lang und röthlich; in dem Maaſe aber, daß die Verbrennung vorrückt, wird ſie kürzer, weißer und lebhafter. Entweichen keine Flammen mehr von der Oberfläche der Kohlen, ſo iſt die Verbrennung beendigt und ſetzte man den Proceß noch weiter fort, ſo würde ein Theil der Koaks verbrennen. Man verſchließt daher alle Oeffnungen ſehr ſorgfältig und verſtreicht die Thür mit Lehm. Nach ungefähr zwei Stunden zieht man die Koaks mittelſt großer Kratzen heraus und löſcht ſie, wo es erforderlich iſt, vorher im Ofen mit Waſſer ab. — Die auf dieſe Weiſe erlangten Koaks ſind dunkelgrau, haben Klang und ſind ſehr blaſig.

Auf der Hütte zu Lemington werden alle Steinkohlen in sehr kleinen runden und gewölbten Oefen fabricirt; in dem Gewölbe iſt eine 8—9 Zoll weite Oeffnung ohne Eſſe. Eine Thür dient zum Laden und Entladen des Ofens. Man verkoakt ein Chaldron oder 53 Ctr. Steinkohlen auf ein Mal und es ſind dazu 48 Stunden erforderlich; man gewinnt daraus 33 Ctr. Koaks, ſo daß der Verluſt etwa 39 Proz. beträgt. Die Koaks werden durch ein geneigt liegendes Rätter, deſſen Stäbe etwa 5 Linien ſtark ſind und 7—12 Linien aus einander liegen, geworfen. Die kleinen fallen hindurch und werden zum Erzröſten angewendet, die großen dagegen zum Hohofenbetrieb.

In der Gegend von Bradford in Yorkſhire bereitet man die Koaks auf dieſelbe Weiſe wie zu Newcaſtle. Die Oefen ſind etwas kleiner und man ladet ſie nur mit einer Tonne Steinkohlen, der Koaksgewinn beträgt 60 Proz.

Es würde ſchwer halten, entſcheiden zu wollen, welcher von den beiden Verkoakungsproceſſen, der in der freien Luft oder der in den Oefen ausgeführte den Vorzug verdiene. Man hat genaue Vergleichungen anſtellen wollen, weil die Ofenverkohlung zu wenig und nur mit kleinen Kohlen angewendet wird. Der Verluſt ſcheint bei dem letztern Verfahren geringer zu ſeyn; die Oefen erfordern mehr Raum, allein die Arbeitslöhne ſind bei deren Betriebe geringer, als bei der Meiler= und Haufenverkohlung. — Die in der freien Luft dargeſtellten Koaks ſcheinen beim Hohofen= und beim Feineiſenfeuerbetrieb paſſender zu ſeyn, als die Ofenkoaks.

Im Allgemeinen muß der Verkoakungsproceß nach der Beſchaffenheit der Steinkohlen verſchieden ſeyn, da manche Abänderung nur auf die eine, die andere nur auf jene Weiſe zweckmäßig verkohlt werden kann.

Zu Anfang der Operation gibt die Steinkohle etwas Bitumen und entzündet ſich endlich. Dieſe Entzündung mit Flamme zeigt ſich weit ſchneller in einem von dem vorhergehenden Proceß rothglühenden Ofen, als wenn ſich das Feuer, wie bei der Haufenverkohlung, nach und nach verbreitet. Wenn die Steinkohle nur einen geringen Bitumengehalt hat, ſo kann es der Fall ſeyn, daß ſie, zu ſchnell in einem Ofen erhitzt, nicht zuſammenbacken kann und daß ſie vollſtändig verbrennt. Sie gibt im Gegentheil Koaks in ſehr großen Stücken, wenn ſich das Bitum langſam entwickelt und wenn die Kohle Zeit hat, zuſammenzubacken. — Aus dieſem Grund ſind die Verkoakungsöfen häufig zu heiß, ſo daß es zweckmäßig iſt, ſie zwiſchen den verſchiedenen Proceſſen gehörig ſich abkühlen zu laſſen.

Häufig erfolgt bei dem Verkoaken in freier Luft ſehr viel Aſche, wobei der Verluſt bedeutend iſt. Bei ſtarkem Winde müſſen daher

die Haufen auf der Seite, woher er kommt, ſehr ſorgfältig mit Aſche bedeckt erhalten werden und dennoch kann eine Hütte in einer ſtürmiſchen Nacht oft einen bedeutenden Verluſt an Kohlen erleiden.

## Das Erzröſten.

Die Erze werden immer einer Röſtung oder vielmehr einem Brennen unterworfen, ehe ſie in den Hohofen gebracht werden. Dieſer Proceß erfolgt entweder *in der freien Luft* oder *in beſondern Oefen.*

*Röſtung in Haufen oder in der freien Luft.* — Dieſer Proceß iſt ein ſehr einfacher; er ſteht in Staffordſhire, ſo wie in einigen Hütten von Südwales und in Schottland in Anwendung.

Man ſetzt einen mit kleinen Steinkohlen vermengten Erzhaufen auf eine Schicht von Stückkohlen und macht ihn 6—7 Fuß hoch und 15—20 Fuß breit. Man zündet ihn an dem einen Ende an und verlängert das andere, ſo weit als es die Lage der Orte geſtattet. Uebrigens bleibt der Proceß ſich häufig ſelbſt überlaſſen, wenigſtens verwendet man keine Sorgfalt darauf. Wird die Hitze an einigen Stellen des Haufens zu ſtark, ſo bilden ſich Schlacken, welche fließen und metalliſches Eiſen enthalten. Man vermeidet es, die Hitze ſo weit zu treiben, oft aber ſind die Oberfläche und die Ecken der Stükken angeſchmolzen und blaſig geworden.

Man betreibt die Röſtung ſo, daß es dem Hohofen nie an geröſtetem Erz mangelt, ohne jedoch einen zu großen Vorrath herbei zu führen.

Zur Röſtung von einer Tonne rohem Erz ſind ohngefähr 4 Ctr. kleine Steinkohlen erforderlich; auf manchen Hütten gebraucht man auch nur 2½ Ctr.

*Röſtung in Oefen.* — Dieſer Proceß wird für haushälteriſcher, als der vorhergehende gehalten, allein man hat keine genaue Beſtimmung dieſer Erſparniß. Man gebraucht zu dieſem Röſtproceß nur kleine Steinkohlen oder kleine Koaks.

Die innere Form der Röſtöfen iſt am häufigſten die eines umgekehrten abgeſtumpften Kegels oder einer umgekehrten abgeſtumpften rechteckigen Pyramide.

Die Fig. 15 und 16, Taf. 30, ſtellen einen zu Dowlais in Anwendung ſtehenden Ofen dar. Zwei ſeiner Wände ſind ſenkrecht. Die hauptſächlichſten Maaſe ſind: **ab** = 21 Zoll, **BB** = 13 Fuß 8 Zoll, **af** = 6 Fuß 8 Zoll, **cd** = 1 Fuß 10 Zoll, **AB** = 9 Fuß 7 Zoll. — **M** iſt eine kleine, nur 16 Zoll hohe Ziegelſteinbank, welche die beiden, zum Ausziehen der geröſteten Erze beſtimmten Thüren **n** von einander trennt. Man gelangt zu denſelben mittelſt des Gewölbes **Z.** Der Theil **XY** wird durch eine gußeiſerne, mit

den Löchern o, durch welche die Luft eindringt, verſehene Platte gehalten. Zuweilen werden die geröſteten Erze auf zwei Seiten ausgezogen.

Die Oefen, welche die Geſtalt eines ovalen, abgeſtumpften und umgekehrten Kegels haben, werden häufiger angewendet und für zweckmäßiger gehalten, als die obigen. Die Hauptmaaſe derjenigen, welche in Pontypool angewendet werden und von denen einer hinreichend iſt, für einen Hohofen, der wöchentlich 60 Tonnen Roheiſen producirt, das erforderliche Erz zu röſten, ſind folgende: Der obere große Durchmeſſer des Ovals beträgt 20 Fuß, der keine 10 Fuß. An der Baſis beträgt der kleine Durchmeſſer 3 Fuß. Der Ofenſchacht beſteht ebenfalls aus einem ſenkrechten und aus einem geneigten Theil; der **a b** korreſpondirende iſt = 10 Fuß, **BB** = 16 Fuß, **c d** = 3 Fuß.

Sehr häufig wird auch der in Fig. 17, 18, 19 und 20, Taf. 30, abgebildete Ofen angewendet. — Fig. 17 iſt ein Aufriß von der Seite der Gewölbe; Fig. 20 iſt ein Grundriß von der obern Plateform genommen; Fig. 18 ein Längendurchſchnitt nach **A B** und Fig. 19 ein Querdurchſchnitt nach **C D**. Es liegen mehrere von dieſen Oefen, nur durch Wände **b** von feuerfeſten Ziegelſteinen getrennt, an einander.

Jeder Ofen hat zwei Heerde **d d**, die mit Gußeiſenplatten bekleidet ſind und jeder einer Ausziehthür **e** entſprechen. **h** und **g** endlich ſind Eiſenſtangen, welche den Gewölben und hauptſächlich den Eiſenplatten **k** Halt geben.

Der Betrieb iſt einfach und leicht zu leiten. Um den Ofen in Gang zu bringen, legt man unten auf die Heerdſohlen etwas Stückkohlen und darauf ſtürzt man eine Partie Erz. Wenn nun das Feuer an deſſen Oberfläche gelangt iſt, breitet man eine Schicht Staubkohlen darüber her und dann eine Schicht Erz, welches mit etwas kleinen Kohlen vermengt iſt und füllt auf dieſe Weiſe den ganzen Ofen. Wenn ſich die untern Schichten abgekühlt haben, ſo zieht man ſie unten aus dem Ofen, wie dies beim Kalkbrennen der Fall iſt und der Proceß geht auf dieſe Weiſe ſtets fort.

In Südwales liegen die Hohöfen häufig an dem Fuß von Hügeln und die Röſtofen ſind in der Höhe der Hohofengichten auf Terraſſen angelegt. Man richtet den Proceß ſo ein, daß das geröſtete Erz nur in dem Maas, als es der Hohofenbetrieb erfordert, ausgezogen wird. Ein geringer Theil des Erzes wird beim Röſten zu Pulver, welches man durch ein Sieb wirft und den Staub als Sand bei der Mörtelbereitung anwendet. Ein langes Liegen an der Luft nach der Röſtung können die meiſten Engliſchen Erze nicht vertragen, weil ſie zu Staub zerfallen und dann faſt ganz werthlos für den Hohofenbetrieb ſind.

Zu Newcaſtle am Tyne wendet man dem vorhergehenden faſt ähnliche Röſtöfen an und verbrennt darin kleine Koaks. — Zu Bradford wird ein rechteckiger, ohngefähr 25 F. tiefer, oben 14 F. langer und 5 F. breiter Ofen benutzt. Gegen die Mitte zu nimmt er die Geſtalt einer abgeſtumpften Pyramide an, ſo daß er unten nur 20 Zoll breit iſt. Man verbrennt kleine Koaks in dieſem Ofen. In einer andern Hütte jener Gegend haben die Röſtöfen die Form der Hohöfen, ſind 15—16 Fuß hoch, in der Gicht 7 Fuß und im Kohlenſack 10 Fuß weit.

Man erſieht daher aus dem Obigen, daß die Dimenſionen der Röſtöfen in den verſchiedenen Provinzen Englands und ſelbſt auf einer Hütte ſehr verſchieden ſind.

## Hohöfen und deren Betrieb.

**Roheiſenfabrikation in Staffordſhire. — 1) Oefen, Schmelzmaterialien.** — Die Hohöfen in Staffordſhire beſtehen faſt gänzlich aus Ziegelſteinen; die gewöhnlichſte äußere Form der von Dudley, Tipton, Bilſton und von Wednesbury iſt die einer abgeſtumpften Pyramide mit quadratiſcher Grundfläche. Oft bildet aber der untere Theil einen Würfel und der obere eine abgeſtumpfte Pyramide, ſo daß die obere Fläche des prismatiſchen oder kubiſchen Theils mit dem obern Ende der Raſt oder mit dem Kohlenſack zuſammenfällt. Zuweilen ſind die Hohöfen kegelförmig oder unten cylindriſch, mit einem abgeſtumpften Kegel darauf und der Kohlenſack liegt ebenfalls da, wo jener endigt und dieſer beginnt. Die Taf. 30 und 31 zeigen dieſe verſchiedenen Formen der Hohöfen. Die koniſchen Oefen ſind überall mit eiſernen Bändern umgeben, wogegen die andern nur mit einigen Stäben verankert ſind, welche durch das Gemäuer gehen und an ihren Enden mit gußeiſernen Platten verbunden ſind, welche das Ausweichen der einander entgegen geſetzten Mauern verhindern. Solch' eine ſtarke Verankerung geſtattet weit minder dicke Rauhgemäuer, als man gewöhnlich bei den Hohöfen des Feſtlands findet und überhaupt iſt die Conſtruktion der Engliſchen Hohöfen verhältnißmäßig leichter.

Sehr zweckmäßig iſt es, wenn die äußern Flächen der prismatiſchen Hohöfen etwas concav ſind, ſo daß die Eiſenſtäbe, welche dem Gemäuer Feſtigkeit geben, zum Theil der Einwirkung der Luft ausgeſetzt ſind. Dadurch werden die Stäbe weniger warm und widerſtehen länger.

Selten ſteht ein Hohofen allein; am häufigſten ſind zwei, drei und zuweilen noch mehrere, die gewöhnlich auf einer Linie liegen, mit einander vereinigt. Zwiſchen zwei neben einander liegenden Oefen iſt ein enger Durchgang angebracht, um zu den Formgewölben gelangen zu können.

Vor den Hohöfen iſt ein Gebäude angelegt, um die Arbeiter gegen die Einwirkung der Witterung zu ſchützen und welches groß genug iſt, um das Abſtechen ꝛc. mit Bequemlichkeit darin vornehmen zu können. Das Dach iſt gewöhnlich bogenförmig, beſteht meiſt aus Guß- und Schmiedeeiſen und iſt ſehr leicht. Daſſelbe Sparrwerk wird auch bei den Gebäuden der Stabeiſenfabrikation angewendet und man gibt jetzt denjenigen Dächern den Vorzug, die ganz aus Schmiedeeiſen beſtehen. Zur Unterſtützung des Dachs ſind entweder gußeiſerne Säulen oder ziegelſteinerne Pfeiler oder Wände vorhanden; im Innern der Gebäude ſind alle Säulen und Pfeiler möglichſt vermieden, um den Platz und die Arbeiten nicht zu beengen.

Das Innere der Staffordſhirer Hohöfen iſt gewöhnlich bis auf das Geſtell kreisrund. Wir betrachten nun die vier verſchiedenen Theile der Oefen etwas genauer.

Der unterſte Theil, der Heerd oder das Untergeſtell, in welchem ſich das Roheiſen ſammelt, iſt ein gerades, rechtwinklichtes Prisma, nach einer ſenkrecht auf den Formachſen ſtehenden Linie verlängert und durch einen halbkreisförmigen Theil geſchloſſen. Gewöhnlich beſteht der Heerd aus feuerfeſtem Sandſtein, der aus Quarzkörnern und aus einem Bindemittel von derſelben Natur zuſammengeſetzt iſt. Die untern Schichten der Steinkohlenformation, welche die Engländer millstone grit nennen, liefern oft ein ſehr feuerfeſtes Material. Der Boden des Heerds beſteht aus einem großen Stein von derſelben Beſchaffenheit, der auf einer gußeiſernen Platte ruht. — Neuerlich hat man aber auch den Heerd von feuerfeſten Ziegelſteinen von derſelben Art wie die ſind, welche zur Conſtruktion der Raſt dienen, angefertigt und hat damit ſehr gute Reſultate erlangt.

Die Länge des Heerds beträgt 5—6 Engl. Fuß; ſeine Weite wechſelt zwiſchen 3 und 4 Fuß und in einigen beſondern Fällen erreicht ſie ſogar 5 Fuß. Die Tiefe iſt 21—30 Zoll.

Die zweite Abtheilung der Hohöfen, das Geſtell, beſteht gewöhnlich auch aus feuerfeſtem Sandſtein; es vereinigt die Raſt mit dem Heerde. Seine Form iſt die eines abgeſtumpften Kegels, der ſich jedoch ſehr dem Cylinderförmigen nähert. Die Höhe des Geſtells mit Einſchluß des Heerds beträgt 6—7 und zuweilen 8 Engl. Fuß. — Wir werden weiter unten ſehen, daß in Wales bei einigen Hohöfen das Geſtell fehlt.

Die Raſt, welche die dritte Abtheilung bildet, iſt gewöhnlich koniſch und mittelſt einer krummen Linie mit dem Geſtell verbunden. Die Neigung der Raſt ſcheint einen großen Einfluß auf die Qualität des zu erblaſenden Roheiſens zu haben. Soll ein Hohofen Roheiſen Nr. 2, das ſchwärzeſte, zur Gießerei geeignete, produciren, ſo muß die Neigung der Raſt im Allgemeinen geringer ſeyn, als wenn man minder ſchwarzes zum Verfriſchen Nr. 2 gewinnen will. Der Winkel, den die Raſten mit der Horizontale machen, wechſelt

von 55—50 Grad; ihre Höhe beträgt 6—7 Fuß. Der obere Durchmeſſer, welcher der Weite des Kohlenſacks gleich iſt, beträgt 10 bis 11½ F. bei den Oefen, welche auf Roheiſen Nr. 2 zum Vergießen und 11—13 Fuß bei denen, welche auf Roheiſen zum Verfriſchen betrieben werden.

Auch die Schmelzbarkeit der Erze bedingt die Neigung der Raſten, ja ſie und die Beſchaffenheit der Erze bilden die Hauptrückſichten, welche man zu nehmen hat, denn gewiſſe, ſehr leichtflüſſige und ſchwefelhaltige Erze können nie brauchbares Eiſen zum Gießereibetriebe geben. Wenn daher bei leichtflüſſigen Erzen die Raſt eine nur geringe Neigung hätte, ſo würden die halbgeſchmolzenen Materien daran hängen bleiben und würden einen ſchlechten Ofengang veranlaſſen. In dieſem Fall iſt es zweckmäßig, den Raſten eine Neigung von etwa 60° zu geben. Verſchmilzt man dagegen ſtrengflüſſige Erze, ſo muß der Gichtengang langſamer ſeyn und die Raſt muß etwa 50° Neigung haben. Zwiſchen beiden Zahlen ſchwankt daher die Neigung der Raſt. Gewöhnlich beſteht die Raſt aus verſchieden geſtalteten feuerfeſten Ziegelſteinen von Stourbridgethon.

Die Figg. 22 und 25, Taf. 30, zeigen die Art und Weiſe der Conſtruktion dieſer verſchiedenen Theile der Hohöfen.

Die vierte Abtheilung endlich, der Schacht, welche ohngefähr zwei Drittel von der ganzen Höhe des Ofens, vom Bodenſtein bis zum Gichtkranz, bilden, iſt gewöhnlich kegelförmig oder die Oberfläche zeigt zuweilen die Form einer krummen Linie, deren Concavität nach der Achſe zu gekehrt und deren letzte Tangente nach unten zu faſt ſenkrecht iſt. Dieſe Oberfläche vereinigt ſich ſo mit der Raſt, daß im Kohlenſack kein zu ſpitzer Winkel entſteht. Die Höhe des Schachts beträgt 27—32 Fuß, ſein Durchmeſſer in der Gicht 5—10 Fuß. — Die innere Wand oder der Kernſchacht, das Futter, beſteht aus feuerfeſten Ziegelſteinen von Stourbridgethon, deren weiße Farbe nach dem Brennen Veranlaſſung gegeben hat, das Schachtfutter white work (weißes Werk) zu nennen. Von dem Ofengemäuer iſt dieſes Futter durch eine Füllung von Thon oder zerſtoßenen Schlacken getrennt, welche den doppelten Zweck hat, eine Ausdehnung des Futters zu geſtatten und daſſelbe repariren zu können, ohne daß das Ofengemäuer irgend eine Veränderung zu erleiden braucht. Aus dieſem Grunde bringt man auch da, wo der Schacht aufhört und die Raſt beginnt, eine ſtarke gußeiſerne Platte an. Man läßt das Schachtfutter auf einer Art Bank ruhen, die man bei der Conſtruktion des Gemäuers in der Höhe des obern Theils von dem Geſtell ſtehen läßt.

Die Staffordſhirer Hohöfen haben wenigſtens ſtets zwei Formen und häufig drei. Haben ſie nur zwei, ſo liegen dieſelben einander gegenüber, jedoch ſo, daß ihre Achſen nicht zuſammen fallen.

In einem Ofen in der Gegend von Dudley lag die eine Form 1 F. und die andere 5 Zoll von dem Rückſtein entfernt; bei andern Oefen beträgt dieſe Entfernung 11 und 8 Zoll. Bei den Oefen mit drei Formen liegt die dritte in der Rückwand und die beiden andern zur Seite wie gewöhnlich.

Da alle Oefen in den Umgebungen von Dudley in der Ebene liegen, ſo müſſen Erze und Kohlen zu der Höhe der Gicht emporgehoben werden, weshalb bis dahin geneigte Ebenen von Zimmerwerk oder auch von Eiſen errichtet werden. Man richtet auf dieſer Rampe zwei Eiſenbahnen vor und zwiſchen beiden bleibt ein Weg, um zur Gicht zu gelangen. Auf den Schienen bewegen ſich Wagen zum Transport der Schmelzmaterialen; die leeren Wagen gehen abwärts, während die gefüllten ſich aufwärts bewegen. Sie ſind mit einem Seile verbunden, das über eine horizontale Rolle, die ſich am obern Ende der Rampe um ihre Achſe dreht, geht; unten an der Ebene wickelt ſich das Seil auf eine Trommel. Die Seile oder Ketten der beiden Wagen, des aufwärts und des abwärts gehenden, wickeln ſich auf einer Trommel auf und ab, jedoch in entgegengeſetzter Richtung, ſo daß ſich das eine aufwickelt, wenn ſich das andere abwickelt und umgekehrt. Das Seil des aufwärts gehenden Wagens wickelt ſich daher auf die Trommel, während ſich das des durch ſein eigenes Gewicht abwärts gehenden abwickelt. Die Trommel muß ſich daher abwechſelnd in zwei verſchiedenen Richtungen umdrehen, welches man leicht durch zwei ein- und auszurückende Vorgelege bewerkſtelligt, die mit einer bewegenden Kraft in Verbindung ſtehen. Wenn der Wagen oben auf der Rampe angelangt iſt, ſo greift er gegen eine eiſerne Stange, welche mittelſt einer Reihe von Hebeln die Trommel ausrückt. Der auf der Gicht befindliche Aufgeber ſtürzt das Erz oder die Kohlen, welche der Wagen aufwärts gefördert hat und kann darauf von ſeinem Platz ab die Trommel wieder einrücken, da ſich das bewegende Rad ſtets umdreht. Auf dieſe Weiſe braucht das Ein- und Ausrücken von keinem beſondern Arbeiter, der unten bei dem Gichtzug ſteht, bewirkt zu werden. Gewöhnlich wird derſelbe von der das Gebläſe treibenden Dampfmaſchine in Bewegung geſetzt; zu Horſeley thut es ein kleines Waſſerrad, welches auch zugleich eine Mühle zum Zerreiben von Steinkohle zur Förmerei in Bewegung ſetzt. Neben der Gicht iſt häufig ein Breterboden angebracht, der mit einer Befriedigung umgeben iſt, um Unglücksfälle zu vermeiden, welche letztere ſich, wenn ein Wagen ankommt, öffnet und dann wieder ſchließt. Dieſer Boden iſt auch mit einer Bedachung verſehen. — Die zu einem Gichtzuge für einen Hohofen der größten Art erforderliche bewegende Kraft dürfte etwa die von zwei Pferden betragen.

Die Grenzen der Dimenſionen einiger der beſten Staffordſhirer Hohöfen ſind in den Fig. 21—25, Taf. 30, angegeben und dieſe

Angaben dürften hier genügen. Der Ofen Fig. 21—23 iſt ſchon ſeit mehreren Jahren im Betrieb; er iſt kleiner als die neuerlich erbauten Oefen, denn er iſt nur 39 Fuß hoch. Der Hohofen Fig. 24 und 25 dagegen iſt erſt in neueſter Zeit in der Gegend von Dudley erbaut und ſeine Dimenſionen ſind die gewöhnlich in jener Gegend geltenden; er producirt wöchentlich 60 Tonnen Roheiſen zum Verfriſchen (forge-pig). Das Futter reicht bis zu dem Geſtell hinab und der Raum zwiſchen jenem und dem Gemäuer iſt mit Sand ausgefüllt.

Die Koſten der Anlage zweier an einander liegender Hohöfen jener Art belaufen ſich auf 1800 Pfd. Sterl. (à 7 Thlr. Kourant), wozu aber noch die Koſten für das Fundament und für das zum Bau erforderliche Guß- und Stabeiſen kommen. — Es ſind dazu erforderlich 160,000 gewöhnliche Ziegelſteine (red-bricks) zu dem Gemäuer, 3900 feuerfeſte Ziegelſteine zu dem Futter und 825 ebenfalls feuerfeſte Steine zu der Raſt. Dieſe feuerfeſten Steine haben eine verſchiedene Größe und man wendet fünf Sorten zu dem Futter und neun Sorten zu der Raſt an. Sie ſind alle 6 Zoll dick und haben die Form von Gewölbſteinen. Man unterſcheidet dieſe Sorten nach Nummern.

Die Heerdſohle des Ofens, Fig. 24 und 25, hat 8 Fuß im Quadrat; ſie beſteht aus drei feuerfeſten Steinen und iſt auf eine Stärke von einem Fuß mit feuerfeſtem Thon umgeben, welches auf dem Grundriß Fig. 24 durch punktirte Linien angedeutet iſt.

Folgendes ſind die Dimenſionen eines Ofens zur Erzeugung von Roheiſen zum Gießereibetriebe (foundry-pig); ſie ſind ſehr bedeutend; die Raſt iſt ſehr hoch, Geſtell und Gicht ſind eng.

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Höhe des Schachts . . . . . | 30 | Fuß | — | Zoll. |
| Höhe der Raſt . . . . . . | 8 | = | 6 | = |
| Höhe des Geſtells nebſt Heerd . . . | 7 | = | — | = |
| Weite des Kohlenſacks . . . . . | 13 | = | 4 | = |
| Unterer Durchmeſſer der Raſt . . . . | 3 | = | 6 | = |
| Breite des Heerds . . . . . . | 2 | = | 3 | = |
| Durchmeſſer der Gicht . . . . . | 3 | = | 4 | = |
| Höhe der Eſſe über der Gicht . . . . | 13 | = | — | = |

Es ſind dieſe Dimenſionen ſehr gebräuchlich und als ſehr zweckmäßig anerkannt.

Wir gehen in keine Einzelnheiten über den Bau der Hohöfen ein, allein wir müſſen die Bemerkung machen, daß man in Beziehung auf die Feſtigkeit des Fundaments nicht Sorgfalt genug anwenden kann. Erfordern es die Terrainverhältniſſe, ſo muß man den Ofen auf einen Pfahlroſt ſetzen und den im Fundament zur Abtrocknung des Gemäuers nöthigen Kanal ſo anlegen, daß er unter dem Waſſerniveau liegt. Wichtig ſind auch die in dem Gemäuer anzubringenden Abzugskanäle für die Feuchtigkeit.

Die einzigen in den Eiſenhütten Englands angewendeten Gebläſe ſind ſehr große gußeiſerne Cylinder, die ſehr ſorgfältig ausgebohrt ſind und in denen ſich ein metallner Kolben bewegt, der eben ſo genau gearbeitet iſt, als der der Dampfmaſchinen. — Die Bewegung dieſer Gebläſe erfolgt in Staffordſhire ſtets mittelſt Dampfmaſchinen und man nimmt gewöhnlich 25 Pferdekräfte an, um einen wöchentlich 45—60 Tonnen Roheiſen producirenden Ofen mit dem gehörigen Winde zu verſehen. Die Größe der Produktion hängt auch von der Beſchaffenheit des Roheiſens ab; das zum Gießereibetriebe beſtimmte (foundry-pig) verlangt mehr Hitze und folglich mehr Wind. Wir kommen weiter unten noch auf die Gebläſe zurück und bemerken nur noch, daß alle Maſchinen dieſer Art in Staffordſhire mit Waſſerregulatoren verſehen ſind. Auch über die Erhitzung der Gebläſeluft reden wir weiter unten.

Unter den verſchiedenen thonigen Sphäroſideriten, einem unreinen kohlenſauren Eiſen, welches in dem Schieferthon des Steinkohlengebirges vorkommt, unterſcheidet man zwei Hauptſorten; die erſtere, gubbin genannt, welche in nur wenig abgeplatteten Kugeln und Nieren vorkommt, hat einen etwas muſchligen Bruch und eine graulich ſchwarze Farbe. Die zweite, blue-flat genannt, bildet Schichten oder ſehr abgeplattete Nieren, hat einen ebenen Bruch, ſo wie hellgraue oder graulichblaue Farbe. Sie iſt weniger dicht und minder reich als die erſte, welche zuweilen 45 Proz. Eiſen enthält. Der mittlere Eiſengehalt dieſer Erze verſchiedener Sorten beträgt jedoch nur 33 Proz. und man findet auch ſolche Erze noch ſchmelzwürdig, die nur 20 Proz. enthalten.

Vor dem Röſten beſchickt man die verſchiedenen Erzſorten nach ihrem Gehalt, um einen durchſchnittlichen von 30—33 Proz. der rohen Erze zu erlangen und man erreicht dies in den meiſten Hütten dadurch, daß man faſt gleiche Volumina von beiden Hauptabänderungen mit einander vermengt. Beim Röſten verlieren die Erze 25—30 Proz. von ihrem Gewicht und der Eiſengehalt der geröſteten Erze beträgt 44 Proz.

Als Zuſchlag oder Fluß wendet man den Uebergangs- oder Grauwackenkalkſtein von Dudley an, der ſehr dicht und mehr oder weniger mit Thon vermengt iſt. Man zerſchlägt ihn zu Stücken von Fauſtgröße und die Menge des Zuſchlags beträgt etwa die Hälfte des Volums von dem des Erzes. Zum Verſchmelzen von 2¼ Tonnen geröſteten Erzes, welche 1 Tonne Roheiſen geben, gebraucht man 19 Ctr. Kalk oder etwa einen Theil zu etwa drei Theilen rohem Erz.

Die in Staffordſhire angewendeten Steinkohlen ſind im Allgemeinen ſchiefrig und etwas mager.

2) Betrieb der Hohöfen in Staffordſhire. — Man verwendet in England eine große Sorgfalt auf das Abwärmen und

Anblaſen der Hohöfen, indem bei nachläſſigem Verfahren das Geſtell Riſſe bekommt. In Staffordſhire iſt das Verfahren im Allgemeinen folgendes: Iſt der Ofen neu, ſo wärmt man das Gemäuer eher, als das Geſtell und die Raſt eingeſetzt werden. Man macht zu dem Ende in den ſenkrechten Kanälen, welche in den vier Ecken des Ofens angebracht ſind, Feuer an und vermindert den Zug, indem man die Oeffnungen zum Theil verſchließt. Zu gleicher Zeit werden Heerd, Geſtell und Raſt eingeſetzt, welche man acht Tage lang an der Luft trocknen läßt und erſt dann macht man in den Gewölben, einige Fuß von dem Geſtell entfernt, ein Koaksfeuer an. Man nähert es nach und nach dem Innern des Ofens, ſetzt gegen die Wände des Geſtells gewöhnliche Ziegelſteine, wirft endlich glühende Koaks in den Heerd und verfährt wie gewöhnlich. Man füllt den Ofen mit Brennmaterial und gibt erſt dann neue Koaks auf, wenn die oberſten glühend geworden ſind. Um den Zug zu mäßigen, verſchließt man alle Oeffnungen. Dieſes Abwärmen dauert im Ganzen 50 Tage, wovon 20 auf das Trocknen des Ofengemäuers kommen. Nachdem alle Koaks in dem ganzen Schacht glühend geworden ſind, läßt man die Luft frei eintreten, indem man nach und nach einige Oeffnungen aufmacht. Darauf gibt man Schlacken auf und ſobald ſich dieſelben vor der Form zeigen, läßt man den Wind ein.

Zuweilen ſetzt man, wenn der Hohofenbau gänzlich vollendet iſt, den Heerd und das Geſtell mit gewöhnlichen Ziegelſteinen aus führt vor dem Tümpel einen kleinen Flammofen auf, deſſen Flamme und Rauch mittelſt eines Fuchſes unter dem Tümpel durch in das Innere des Hohofens ziehen. Die Formen werden mit Lehn verſchloſſen, die Gichtöffnung mit eiſernen Platten, deren Fugen man verſchmiert, die in der Mitte nur eine Oeffnung von etwa 1 Fuß Weite haben. Man unterhält auf dieſe Weiſe 14 Tage bis 3 Wochen lang ein mäßiges Steinkohlenfeuer, worauf man anfängt, Koaks in den Hohofen zu werfen.

Die von den Koaks erfolgende Aſche ſchafft man weg, indem man ſogenannte Roſte macht; es wird nämlich durch die beiden Seitenformen eine ſtarke Eiſenſtange quer durch den Ofen geſchoben, quer über den Vorheerd legt man ein Stück Gußeiſen und nun ſchiebt man andere Stangen unter dem Tümpel durch, die auf jener ruhen und bis gegen den Rückſtein und ſelbſt in die hintere Form treten. Dadurch wird die Koakfüllung des Ofens in der Höhe des Wallſteins zurückgehalten und die im Heerde vorhandene Aſche wird mit Schaufeln und Kratze herausgeſchafft. Nachdem man darauf die Stangen wieder weggezogen hat, füllt ſich der Heerd wieder mit Koaks an und man verſchließt ihn von neuem mit feſtgeſtampftem Sand. Mit dem Roſtmachen fängt man an, wenn die Koaks den Ofen bis zu dem obern Theil der Raſt ausfüllen. Anfänglich

macht man alle 24 Stunden einen, dann zwei und zuletzt vier. Zuweilen gibt man ſtatt der Schlacken 60—90 Pfd. Kalkzuſchlag auf 600—800 Pfd. Koaks auf und es ſchmilzt derſelbe zum Theil mit der Koaksaſche. Zu dieſer Periode des Abwärmens ſteigert man den Niedergang der Koaksgichten dadurch, daß man einige Oeffnungen in dem untern Theil des Heerds offen läßt.

Wenn der Zuſchlag zu den Formen gelangt, welches nach 5—6 Tagen der Fall iſt, ſo bringt man den Wallſtein an ſeinen Platz, gibt ſchwache Erzgichten auf und ſetzt das Gebläſe in langſamen Betrieb. Die Erzgichten werden nach und nach verſtärkt und nach 10 oder 12 Tagen iſt der Ofen im regelmäßigen Betrieb.

Wir bemerkten ſchon, daß die meiſten Hohöfen in Staffordſhire drei Formen haben, gewöhnlich werden ſie aber nur mit zweien betrieben und nur in gewiſſen Fällen bei einem ſchlechten Gang des Ofens, öffnet man auch die dritte. Die Weite der Düſen beträgt 2—3 Zoll, die Preſſung des Winds 1½—1¾ Pfd. auf den Quadratzoll, iſt alſo gering und der Wind gelangt häufig auch nicht ſehr regelmäßig in den Ofen, da die Waſſerregulatoren, mit denen alle Gebläſe verſehen, häufig zu klein ſind.

Man arbeitet entweder mit dunkler oder mit heller Form, was von der Beſchaffenheit der Schmelzmaterialien und von dem darzuſtellenden Roheiſen abhängt; das beſte Roheiſen wird gewöhnlich bei dunkler Form producirt. Jedoch iſt es nicht immer möglich, eine dunkle Form zu erlangen, das beſte Mittel dazu beſteht in der Vermehrung des Kalkzuſchlags. Die Dunkelheit der Form entſteht alsdann von der ſich im Ofen bildenden Naſe. Die Folge davon iſt, daß ſich die Hitze in dem Geſtell concentrirt, welches ſich verengt und dadurch jene intenſiver macht.

Will man aber zu verfriſchendes Roheiſen produciren, ſo ſucht man im Allgemeinen helle Formen zu erlangen, welche den Beweis liefern, daß die Beſchickung eine ſehr flüſſige Schlacke gibt. Im entgegengeſetzten Fall umwickelt die halbgeſchmolzene Schlacke die Koaks und verhindert die gehörige Wirkung des Winds. Die Temperatur im Geſtell wird geringer und da die Luft zur Verbrennung in dieſem Theil des Ofens nicht dienen konnte, ſo bringt ſie eine zu ſtarke Hitze in den obern Theilen hervor; in der ganzen Maſſe häufen ſich halbgeſchmolzene Materien an, verſtopfen den Ofen, halten den Gichtengang auf und veranlaſſen ein Kippen der Gichten. Das Eiſen verbrennt zuweilen, die Schlacken werden ſchwarz, ſchwer und freſſend, die Formen werden zerſtört und die Produktion des Ofens verringert; das Roheiſen endlich iſt erſtarrt und teigig.

Die Anzahl der in 12 Stunden gehenden Gichten iſt ſehr verſchieden, ſie wechſelt zwiſchen den Zahlen 20, 25 und geht zuweilen bis 40, beträgt aber gewöhnlich 30. Eine Gicht beſteht aus 5—6 Ctrn. Koaks, aus 3—4 und zuweilen bis 6 Ctrn. geröſtetem

Erz, welches von dem Eiſengehalt des Erzes und von dem zu producirenden Roheiſen abhängt. Das Gewicht des Zuſchlags beträgt im Durchſchnitt ein Drittel von dem des geröſteten Erzes. Die Koaks werden in Körben zur Gicht gebracht, das Erz in blechernen Karren; jede Gicht beſteht aus 8—9 Körben voll Koaks, 12 Karren Erz und 6 Karren Kalkſtein. — In 24 Stunden nimmt ein Ofen von mittlern Dimenſionen 14¼ Tonnen Koaks, 16 Tonnen geröſtetes Erz und 6¾ Tonnen Kalkſtein auf und producirt ungefähr 7 Tonnen Roheiſen.

Bei einem regelmäßigen Betrieb hat der Ofen eine beträchtliche Hitze, die Gichtflamme erſcheint unter der Eſſe, ſie iſt ſtark genug, um am Tage bemerkt zu werden und des Nachts verbreitet ſie einen ſtarken Schein. — Der Gang der Engliſchen Hohöfen iſt ſo regelmäßig, daß wir uns nicht lange dabei aufzuhalten brauchen. Es rührt dies von der ſich gleichbleibenden Beſchaffenheit der angewendeten Materialien her; auch k[illegible]man ſagen, daß die vielen, auf einem Punkt concentrirten Hi[illegible]r bald zu einer genauen Kenntniß dieſer Materialien führen müſſen. Sobald in dem Ofen ein hinlänglich leerer Raum vorhanden iſt, um eine neue Gicht aufnehmen zu können, ſo wird dieſe aufgegeben und es exiſtirt daher keine andere Regel, als den Ofen ſtets gefüllt zu erhalten.

Man ſticht gewöhnlich in 24 Stunden zwei Mal ab, nämlich um 6 Uhr Morgens und um 6 Uhr Abends; zu dieſen Zeitpunkten wechſeln auch die Aufgeber. Ehe aber der Arbeiter ſeinen Poſten verläßt, häuft er vor den Gichtöffnungen mehrere Erz- und Koaksgichten auf, ſo daß die Oeffnungen gänzlich verſchloſſen ſind.

Während des Abſtechens werden auch die Schlacken und einige Thonſtücken herausgezogen, welche zum Verſchluß des Vorheerds dienten und welche zu Ende des vorhergehenden Abſtichs an ihre Stelle gebracht wurden; dieſe Arbeit iſt oft ſehr ſchwierig. Man muß die Brechſtange in den Heerd ſtoßen, was oft nur mit großer Anſtrengung geſchehen kann. Nachdem nun der Heerd gereinigt worden iſt, nimmt man den größten Theil des Sands, welcher die Stichöffnung verſchließt, weg und öffnet ſie mittelſt eines ſtarken Spießes, den man mit Hammerſchlägen hineintreibt. Um dies leichter bewerkſtelligen zu können, legt man ihn auf einen eiſernen, etwa 15 Zoll hohen und 1¼ Fuß von der Oeffnung entfernten Fuß.

Nachdem der Abſtich beendigt worden iſt, hält man das Gebläſe an, verſtopft die Stichöffnung mit einem thonigen, etwas feuchten Sand und ſtößt denſelben mit einer kleinen Kratze und mit einer Brechſtange feſt. Darauf nimmt man aus dem Heerd die Koaks, die ſich während des Abſtechens angeſammelt haben, ſo wie die an den Wänden feſthängenden Schlacken weg, verſchließt den obern Theil des Vorheerds und läßt den Wind wieder einſtrömen.

Zu bemerken iſt noch, daß bei vielen Hohöfen der Tümpel ſehr geneigt iſt, ſo daß der Vorheerd eine bedeutende Größe hat. Endlich liegt die untere Linie des Tümpels weit höher als die obere des Wallſteins, durch welche Einrichtungen die Arbeit im Geſtell ſehr erleichtert wird.

Die Arbeit der Schmelzer beſteht nicht allein in der Wartung des Ofens, ſondern ſie müſſen auch oft die Formen und zuweilen auch das Tümpelblech, d. h. eine gußeiſerne, den Tümpel bedeckende Platte auswechſeln, ſobald dieſelben verbrannt ſind. Endlich wenn die Schmelzcampagne ſchon lange gedauert hat, ſo kann man ſie nicht allein dadurch verlängern, daß man das Geſtell und den Heerd verengt und mit dunklen Formen arbeitet, wie wir ſchon oben bemerkt haben, ſondern indem man die zum Theil geſchmolzenen Tümpel, ſo wie die Backenſtücke auswechſelt. Die Ausführung dieſer zum Theil ſehr mühſamen Arbeiten müſſen wir hier als bekannt vorausſetzen.

Kommt der Ofenbetrieb in Unordnung, ſo beſteht die Wirkung faſt immer in der Produktion von weißem Roheiſen. Die Farbe der Schlacken iſt der ſicherſte Führer zur Erkennung dieſer Unregelmäßigkeiten. Eine gute Schlacke muß bei ihrem Ausgang aus dem Hohofen nur wenig flüſſig und ſehr kalkhaltig ſeyn, ſie muß eine etwas graugelbliche, zuweilen bläuliche Farbe haben, ſie muß undurchſichtig oder ſehr ſchwach durchſcheinend ſeyn. Zuweilen bemerkt man kleine Kryſtalle auf den Schlacken und man findet ſelbſt ziemlich große Stücken, die gänzlich aus einer Vereinigung derſelben beſtehen. Auch gibt die Farbe der Schlacken die Qualität der Produkte an. — Wenn der Ofen Roheiſen gibt, welches zum Gießereibetrieb tauglich iſt, ſo ſind die Schlacken ſehr gleichartig verglaſt und ſchwach durchſcheinend; hat man aber den Erzſatz erhöht, um ein graues, zum Verfriſchen geeignetes Roheiſen zu erhalten, ſo erſcheinen die Schlacken undurchſichtig, ſchwer und von grünlichgelber Farbe mit emailartigen bläulichen Streifen. Endlich wenn der Ofen weißes Roheiſen producirt, ſo ſind die Schlacken ſchwarz, glaſig, ſehr blaſig und entwickeln einen Geruch nach geſchwefeltem Waſſerſtoffgas. Die Schlacken aus den Koakshohöfen enthalten weit mehr Kalk, als die aus den Holzkohlenöfen. Dieſer Kalküberſchuß ſcheint, wie wir weiter unten, wenn wir von dem Hohofenbetrieb in Wales reden, näher zeigen werden, den der Güte des Roheiſens nachtheiligen Schwefel aufzunehmen. Sind dieſe Schlacken undurchſichtig und man haucht darauf, ſo entwickeln ſie einen erdigen Geruch; ſie ſind gewöhnlich ſehr kalkhaltig. — Eine glaſige, ſehr dunkelfarbige Schlacke beweiſt ſtets einen ſchlechten Gang des Ofens. — Hin und wieder werden die Schlacken in prismatiſche Formen gegoſſen und als Mauerſtein verbraucht.

Wir bemerkten ſchon weiter oben, daß man mehrere Arten von Roheiſen darſtellt; am meiſten werden die mittlern Sorten erzeugt, die mehr oder weniger grau ſind, je nachdem ſie zum Vergießen oder zum Verfriſchen beſtimmt werden. Um gutes graues Roheiſen zu produciren, iſt es nicht allein hinreichend, den Kohlenſack der Oefen zu verengen, die Raſt flacher zu machen und einen hitzigen Gang des Hohofens zu führen, ſondern man muß auch hinlänglich reine Erze und Koaks anwenden. Mit gewiſſen Erzen und mit ſchwefelichten Koaks kann man nur weißes und halbirtes Roheiſen darſtellen.

Das Roheiſen, welches in Feineiſen und dann in Stabeiſen verwandelt, oder welches zum Guß benutzt werden ſoll, wird in 3 Fuß lange und 4 Fuß im Durchmeſſer haltende Gänze gegoſſen, von denen eine ungefähr 2½ Ctr. wiegt. Einige Gußſtücke werden unmittelbar aus dem Hohofen gegoſſen. Wenn mehrere Oefen neben einander liegen, ſo kann man ſehr bedeutende Stücken gießen. Sollen dieſelben aber ſehr gleichartig und feſt ausfallen, wie z. B. die Cylinder von Dampfmaſchinen und andern Gegenſtänden (die ſogenannten goodworks der Engländer), ſo ſchmilzt man das Roheiſen in Flammöfen um. Haben die zu gießenden Stücke geringe Dimenſionen, ſo bedient man ſich zum Guß der Kupolöfen.

Die Staffordſhirer Hohöfen geben im Durchſchnitt etwa 50 Tonnen wöchentlich, jedoch verſteht es ſich von ſelbſt, daß die Produktion zuweilen weit beträchtlicher oder geringer iſt, was von den Dimenſionen des Ofens und von der Beſchaffenheit des Roheiſens abhängt; man producirt gewöhnlich in gleichen Zeiträumen mehr zu verfriſchendes als zu vergießendes Roheiſen. — Uebrigens ſteht die Produktion der Hohöfen nicht immer im direkten Verhältniß zu ihrer Höhe; es ſcheinen noch andere Bedingungen als ihr räumlicher Inhalt auf die Menge des Produkts einzuwirken. So producirt der kleine Ofen von Old-Park wöchentlich fortwährend 55 Tonnen Gänze, während der ſehr große Ofen in der Nähe von Waterloo nur 40 Tonnen von ähnlicher Beſchaffenheit in gleicher Zeit gibt.

Die Dauer der Campagnen beträgt gewöhnlich 4—6 Jahr; alsdann iſt es erforderlich, auszublaſen und den Heerd, das Geſtell und die Raſt zu repariren oder auszuwechſeln. Ein Schachtfutter hält etwa 12 Jahr oder 3 Campagnen aus. — Zuweilen verlängert man die Dauer der Campagnen dadurch, daß man das Geſtell in dem Maas, daß es ausgefreſſen wird, mit feuerfeſtem Thon reparirt, oder daß man die Bildung von Friſcheiſen in den Umgebungen der Formen bewirkt, um den Ofen zu verengen. Auf dieſe Weiſe kann man den Betrieb fortſetzen, bis das Roheiſen zu ſchlecht oder der Brennmaterialienaufwand zu hoch wird, als daß man mit jenem, ohne großen Nachtheil, noch fortfahren könnte. Man kann

aber auf dieſe Weiſe Campagnen von 15 und ſelbſt von 20 Jahren machen.

3) Materialienverbrauch ꝛc. — Sechs Hohöfen in der Gegend von Dudley gebrauchen zur Darſtellung von einer Tonne zu verfriſchendem Roheiſen (forge-pig):

| | | | |
|---|---|---|---|
| Steinkohlen ....... | 3 Tonnen | 16 Ctr. | 60 Pfd. |
| Erze ......... | 2 „ | 18 „ | 100 „ |
| Zuſchlag ........ | — „ | 13 „ | 100 „ |

Bei dieſem Steinkohlenverbrauch iſt auch der vom Röſten; es kommen aber dazu noch die von der Gebläſedampfmaſchine verbrannten Steinkohlen, deren Menge nicht unbeträchtlich iſt. Er beträgt auf die Tonne Roheiſen $\frac{3}{4}$—1 Tonne kleine Kohlen, wenn die Maſchine nur einen Hohofen ſpeiſt und nur $\frac{1}{2}$ Tonne, wenn die Maſchine mehrere Hohöfen mit Wind verſorgt. Es iſt jedoch hier nur die Rede vom Betrieb mit kalter Luft. — Die Produktionskoſten auf 1 Tonne Roheiſen belaufen ſich unter dieſen Umſtänden auf 3 Pfd. Sterl. 12 Schill. = 25 Thlr. Cour. (oder der Centner von 112 Pfd. = 1$\frac{1}{4}$ Thlr.). — Eine Tonne weiches Roheiſen koſtet dagegen zu produciren 4 Pfd. Sterl. 6$\frac{1}{2}$ Schill. (etwa 30 Thlr.).

## Roheiſenfabrikation in Südwales.

1) Oefen, Maſchinen und Schmelzmaterialien. — Die Hütten im ſüdlichen Wales und in einem Theil von Monmouthſhire ſind nach einem weit größern Maasſtab erbaut, als die in Staffordſhire. Faſt alles Roheiſen wird verfriſcht und die Stabeiſenproduktion iſt ſehr bedeutend. Dieſe Hütten liegen auf einer von NO. nach SW. gehenden etwa 10 franzöſiſche (etwa 6 Preuß.) Meilen langen Linie. Im Weſten trifft man zuerſt die Hirwainhütte in Brecknockſhire und die von Aberdare in Glamorganſhire und indem man nach den Hütten von Pontypool und Abergavanny, den öſtlichſten, vorſchreitet, trifft man nach einander die großartigen Anlagen von Cyfartha, Dowlais, Pen-y-Darran, Tredgar, Nanſy-Glo, Blaenavon, Varteg und Aberſychan.

Die Waleſer Hohöfen ſind weit höher als die aller übrigen Grafſchaften. Ihre Form iſt die einer abgeſtumpften vierſeitigen Pyramide, deren Baſis 30—50 Fuß lang und breit iſt und die zuweilen in einem abgeſtumpften Kegel endigen. Die eine Seite liegt häufig verſteckt, indem die Oefen an einem Hügelabhang angelehnt ſind. — Gewöhnlich ſind die Oefen aus Kohlenſandſtein erbaut und mittelſt ſtarker Eiſenſtäbe und Gußeiſenplatten verankert. In dem untern Theil ſind drei oder vier Gewölbe vorhanden, eins an der Fronte zu den Arbeiten, ſo wie zwei an den Seiten und häufig noch ein viertes an der Hinterwand zur Aufnahme der Düſen von dem Gebläſe. — Manche Hohöfen ſind, wie wir

Digitized by Google

weiter unten weiter ſehen werden, ſehr leicht gebaut. — Von den Hohöfen ſind Gebäude, die oft recht elegant und mit eiſernen Säulen verſehen ſind, vorhanden.

Die Oefen ſind weit höher als die in Staffordſhire; die Höhe beträgt 45—50 Engliſche Fuß und einer iſt ſogar 62 Fuß hoch.

Neuerlich ſind einige Hohöfen erbaut, an denen das Geſtell und einige, an denen ſogar der Heerd fehlt. Das Innere dieſer Oefen hat die Form zweier abgeſtumpfter, mit ihren großen Baſen vereinigter Kegel. Die Sohle dieſer Oefen iſt nach der Rückwand zu abgerundet; die Arbeit in denſelben iſt leichter. Man iſt dazu geführt, dieſe neue Form der Oefen anzunehmen, da man bemerkte, daß nach einem zweimonatlichen Betrieb der gewöhnlichen Hohöfen das Geſtell ſo ausgefreſſen war, ſo daß die neue Form wirklich entſtand und man hofft, indem man ſie ihnen ertheilt, längere Campagnen machen zu können.

Die Weite der Geſtelle wechſelt von 2 Fuß 4 Zoll bis 6 Fuß, die Länge ſenkrecht auf die Fläche der Rückwand 6—7 Fuß; endlich die Tiefe 2 Fuß 2 Zoll bis 5 Fuß.

Die Oefen mit einem $2\frac{1}{3}$—$2\frac{1}{2}$ Fuß weitem Heerde haben ein Geſtell. Die Höhe deſſelben und des Heerds beträgt $6\frac{1}{2}$ — 8 Fuß; der obere Durchmeſſer des Geſtells $3\frac{1}{2}$ — 5 Fuß. Dieſe Theile beſtehen entweder aus einem oft ſehr grobkörnigen feuerfeſten Sandſtein (millstone-grit) aus dem untern Theil der Steinkohlenformation, oder auch aus feuerfeſten Ziegeln, welche letztere wohlfeiler ſind als ein Sandſteingeſtell.

Man hat ſehr viel über die beſten, dem Heerd und dem Geſtell zu gebenden Formen geſchrieben und man hat vielleicht eine zu große Wichtigkeit an die dieſen Theilen des Hohofens zu gebenden Dimenſionen geknüpft; denn kurze Zeit nach dem Anfang des Betriebs ſind dieſelben gänzlich verändert.

Die Raſten ſind 6—9 Fuß hoch; der Durchmeſſer des Kohlenſacks beträgt 14,17 und ſelbſt 20 Fuß. Die der Raſt zu gebende Neigung iſt wohl zu berückſichtigen; iſt ſie zu ſtark, ſo drükken Erz und Brennmaterial zu ſehr auf den Heerd und die Gichten gehen zu raſch. Iſt ſie zu gering, ſo werden die Gichten aufgehalten und es ſetzen ſich Maſſen halbgefriſchten Eiſens an den Wänden an. Wir geben die Durchſchnitte von ſehr vielen Oefen, an denen die Neigung der Raſt angegeben iſt.

Das Schachtfutter iſt 28—32 Fuß hoch; es iſt oft koniſch und beſteht zuweilen aus zwei Theilen, einem cylindriſchen und einem koniſchen; zuweilen bildet es auch eine Kurve, deren Tangente ſenkrecht auf den Verbindungspunkten mit der Raſt ſteht, die zuweilen auch abgerundet ſind, wie z. B. zu Cyfartha. — Die Gichten haben den bedeutenden Durchmeſſer von 6, 10 und ſelbſt 12 Fuß. — Die Raſten beſtehen oft aus Sandſtein und zuweilen, wie

das Futter, aus feuerfeſten Ziegelſteinen, die auf der Hütte ſelbſt gemacht werden. Als Mörtel wendet man bei beiden Arten feuerfeſten Thon an.

Der feuerfeſte Thon (fire clay), aus denen die Ziegelſteine angefertigt werden, bildet eine ſehr mächtige Schicht unmittelbar über dem Hauptkohlenflötz. Dieſer Thon iſt ſehr feſt, weshalb man ihn zwiſchen einem Paar der Länge nach cannelirten Walzen zerquetſchen und dann durch ein Paar glatte Walzen gehen laſſen muß, worauf man ihn durch ein Sieb ſchlägt. Das Uebrige der Ziegelſteinfabrikation zeigt nichts Eigenthümliches. Die Walzen werden meiſt durch ein Waſſerrad in Bewegung geſetzt.

Ueber der Gichtöffnung haben die Hohöfen eine 10—15 Fuß hohe Eſſe, welche unten mit drei oder vier großen Thüren verſehen iſt, durch welche man das Aufgeben bewerkſtelligt. Zwiſchen dem Aufgeben ſind dieſe Oeffnungen zuweilen mit blechernen Thüren verſchloſſen.

Schon weiter oben, als wir von der Erzröſtung redeten, bemerkten wir, daß die Hohöfen an den Fuß oder Abhang von Hügeln erbauet ſeyen und daß jene, ſo wie die Verkoakung in der Höhe der Gichten bewerkſtelligt würden, ſo daß keine Gichtzüge erforderlich ſind.

Fig. 1, Taf. 31, gibt den Durchſchnitt von dem Schacht, Geſtell und der Raſt von einem der Hohöfen zu Pontypool; er hat drei Formen, jedoch bläſt man gewöhnlich nur mit zweien. Sie liegen einander nicht gerade gegenüber, ſondern ihre Axen liegen wenigſtens 1 Zoll von einander entfernt. Die Formen beſtehen aus Gußeiſen und haben die Geſtalt eines halben abgeſtumpften Kegels; ihre Oeffnung iſt 4 Zoll hoch und 4½ Zoll breit. Das Gemäuer dieſes Ofens beſteht aus gewöhnlichen, Schachtfutter und Raſt aus feuerfeſten Ziegelſteinen, Geſtell und Heerd aus Sandſtein. — Die Figg. 2 und 3 ſind Durchſchnitte zweier Oefen der Hütte von Cyfarth. — Auf den Plymouth-Works, einer andern Hütte in der Gegend von Merthyr-Tydwill, wendet man Oefen von verſchiedenen Dimenſionen an; die einen haben die gewöhnliche Form, ſind ungefähr 40 Fuß hoch und im Kohlenſack 15 Fuß weit. Die andern ſind dagegen 45 Fuß hoch, im Kohlenſack 13 Fuß weit und haben kein Geſtell. — Der Hohofen, Fig. 4, iſt in der Hütte zu Dowlais vorhanden und es iſt der größte in der ganzen Provinz; außerdem ſind auf dieſer Hütte noch neun andere Hohöfen vorhanden, die einen 18 Fuß weiten Kohlenſack haben. — Auf den Plymouthwerken hat man ebenfalls Hohöfen von einer ſehr bedeutenden Capacität erbaut, an denen Raſt, Geſtell und Heerd kreisförmig ſind. Dieſe Oefen erhalten den Wind durch drei Formen und produciren wöchentlich 100—120 Tonnen Roheiſen. Da ſie jedoch

keine Vortheile gewährten, ſo hat man ſie neuerlich außer Betrieb geſetzt und umgeändert.

Die Fig. 6 gibt die Dimenſionen eines Hohofens zu Neath-Abbey, der hauptſächlich Roheiſen zum Gießereibetriebe producirt und der mit drei Formen betrieben wird.

Auf mehreren Waleſer Hütten und namentlich zu Pontypool exiſtiren leichtere Oefen, deren oberer Theil entweder nur aus einer oder aus zwei Lagen von Ziegelſteinen beſteht. Wendet man nur eine Lage an, ſo ſind die Steine 20 Zoll lang, 4 Zoll ſtark und 9 Zoll breit. — Beſtehen dagegen die Wände des Ofens aus zwei verſchiedenen Lagen, ſo betragen die Maaſe der Steine 14, 12 und 4½ Zoll. Zwiſchen beiden Lagen iſt eine ſchmale Füllung von feuerfeſtem Thon vorhanden. Die Ziegelſteine haben eine kreisförmige Seite. — Das Innere dieſer Oefen bietet in dem obern Theil die Geſtalt eines umgekehrten Kegels dar; der untere Theil iſt eben ſo, wie bei andern Oefen, es iſt ein Mauerwerk von gewöhnlichen Ziegelſteinen mit einer aus feuerfeſten Ziegelſteinen beſtehenden Raſt und eben einem ſolchen Geſtell. Der Heerd beſteht dagegen aus vier feuerfeſten Steinen, die gewöhnlich von dem millestone-grit kommen. — Um dieſen Oefen Feſtigkeit zu geben und damit ſie der Hitze gehörigen Widerſtand leiſten können, umgibt man ſie mit horizontalen Reifen, Fig. 14, Taf. 31, welche 3 Fuß oder ſelbſt auch nur 6 Zoll aus einander liegen. Dieſe Reifen oder Bänder beſtehen aus vier Stücken, welche ſich auf ſenkrechten Eiſenſtäben vereinigen, indem dieſe mit Oehren oder Ringen verſehen ſind, in welche die Bänder treten und in denen ſie durch Splette feſtgehalten werden, wie man in Fig. 15 ſieht. Die Vereinigung der Bänder geſchieht auch wohl durch Schrauben und Muttern. Senkrechte Stäbe gibt es acht und auf den abwechſelnden findet die Vereinigung Statt. — Die innere Form dieſer Oefen iſt die gewöhnliche; ſie ſind gewöhnlich im Kohlenſatz 12 bis 14 Fuß weit und 50 bis 55 Fuß hoch.

Es bietet dieſe Conſtruktion der Oefen manche weſentliche Vortheile dar, wohin hauptſächlich die Leichtigkeit und Wohlfeilheit ihrer Ausführung gehört. Sie dauern eben ſo lange als die gewöhnlichen; zwei derſelben waren ſeit länger als drei Jahren und fortwährend in einem vortheilhaften Betrieb. Ein Nachtheil, der freilich unter gewiſſen Umſtänden ſehr bedeutend ſeyn kann, iſt der bedeutende Wärmeverluſt.

Ein anderer Ofen dieſer Art, in Fig. 26, 27, 28 u. 29, Taf. 30, iſt in der Gegend von Swanſea im Betrieb; er iſt wegen der hohen Lage des Kohlenſacks bemerkenswerth. Der Schacht beſteht nur aus einer Lage Ziegelſteinen, die nur 9 Zoll lang, 2½ Zoll ſtark und 3 Zoll breit ſind. Die Ziegelſteine, von denen die Raſt aufgeführt iſt, ſind dagegen 17 Zoll lang. — Dieſe Oefen haben

drei Formöffnungen, wie man aus dem Grundriß, Fig. 26, erſieht. Die Wände derſelben beſtehen aus Stein (Fig. 27) und oben werden ſie von ſieben eiſernen Balken getragen, welche auch zugleich der Raſt Feſtigkeit gewähren. Die Pfeiler **aa**, **bb**, Fig. 29, beſtehen aus Gußeiſen und ſind etwa 9 Fuß hoch und der Ofen wird von 8 Stück dergleichen getragen, da zu jeder Seite eines Gewölbes oder einer Oeffnung einer vorhanden iſt. Sie ſind 14 Zoll ſtark und tragen die gußeiſernen Stücke D, Fig. 28, welche Winkel bilden und auf welchen Ziegelſteine ruhen.

Der Ofen wird ſeiner ganzen Höhe nach von eiſernen Reifen umgeben und zuſammengehalten. Der Länge nach werden zuvörderſt vier Stäbe fg gegen das Gemäuer gelegt; auf einem derſelben kommen die beiden Enden i und k der Bänder zuſammen, darüber her wird ein Stück Eiſen mn gelegt und alle dieſe Stücke werden durch fünf Bolzen mit einander verbunden. — Die Reifen ſind 3½—4 Zoll von einander entfernt, ſie ſind 4 Zoll breit und 1½ Zoll ſtark. Ihre Lage erkennt man aber ſehr deutlich aus der Figur 29. Die gußeiſernen Formen ſind im Maul 2½ Zoll weit und 3½ Zoll hoch.

Man erſieht aus den erwähnten Abbildungen, wie ſehr verſchieden die Dimenſionen dieſer Oefen ſind. Ueber ihren Materialienverbrauch beſitzen wir keine genauen Notizen, um entſcheiden zu können, welche von den Formen den Vorzug verdiene, wiewohl es ſcheint, daß dieſer Aufgang faſt überall gleich ſey.

Daß die Dimenſionen der Hohöfen in Südwales bedeutender ſeyen, als in Staffordſhire, bemerkten wir ſchon weiter oben. Dies rührt zum Theil daher, daß es in jener Provinz weniger Hütten gibt, als in den Umgebungen von Dudley und Bilſton und daß dort die Baumaterialien wohlfeiler ſind und man muß vielleicht dieſe Verſchiedenheit in der Größe der Hohöfen der Beſchaffenheit des Brennmaterials zuſchreiben. Die erſte Stelle unter den Urſachen, welche einen Einfluß auf die Ofendimenſionen ausüben, nimmt jedoch die Anwendung ihrer Produkte ein. In Wales, wo faſt alles Roheiſen verfriſcht wird, ſieht man hauptſächlich auf eine ſtarke Produktion und gibt daher den Oefen große Dimenſionen und beſonders eine bedeutende Weite. In Staffordſhire dagegen, wo ein Theil des Roheiſens zum Gießereibetriebe benutzt wird, ſucht man nun die zu dieſer Benutzung erforderliche Qualität zu erzielen und macht daher die Oefen minder weit und hoch.

Daß einige von den großen und 18 Fuß im Kohlenſack weiten Oefen eine wöchentliche Produktion von 90—100 Tonnen Roheiſen zum Verfriſchen geben, bemerkten wir ſchon weiter oben, ja der Ofen Fig. 4, Taf 31, gab ſogar 120 Tonnen; wir bemerkten aber auch ferner, daß die Betriebsreſultate nicht vortheilhaft geweſen ſeyen. — Das Rauchgemäuer der meiſten von dieſen Oefen beſteht aus feinkörnigem Kohlenſandſtein.

Die Gebläſe ſind, wie ſchon bemerkt, große Cylindergebläſe, von der Art, wie die weiter oben S. 244 ꝛc. beſchriebenen und in den Figg. 16—18, Taf. 20, abgebildeten. Sie werden von Dampfmaſchinen oder hin und wieder auch durch Waſſerräder bewegt. Wir können hier nur die Dimenſionen von einigen dieſer Gebläſe angeben. Eins derſelben, welches zu Neath-Abbei in Glamorganſhire angefertigt worden iſt, woher die meiſten Waleſer Gebläſe kommen, hat einen Cylinder von 105 Zoll Durchmeſſer, eine Länge des Kolbenlaufs von 96 Zoll; der Kolben wechſelt in der Minute 15 Mal. Der Cylinderdurchmeſſer der als bewegende Kraft der Gebläſe angewendeten Dampfmaſchinen beträgt ſtets die Hälfte von dem des Gebläſecylinders; in dieſem Fall daher 52½ Zoll. Dieſe Maſchine hat 110 Pferdekräfte. Im Allgemeinen durchläuft der Gebläſe- und auch der Kolben der Dampfmaſchine von niederm Druck 220 Engliſche Fuß in der Minute. — Das vorliegende Gebläſe ſpeiſt drei Hohöfen und drei Feineiſenfeuer mit Luft. Nimmt man nun an, daß 21 Pferdekräfte zu den drei Feineiſenfeuern nöthig ſind, ſo behält man für jeden Hohofen 22¾ Pferdekräfte. Zuweilen wird das Gebläſe auch zu vier Hohöfen angewendet, dann aber auch die Geſchwindigkeit erhöht.

Nimmt man für den Kolben eine Geſchwindigkeit von 220 Fuß für die Minute und nimmt man ferner an, daß alle Luft durch die Düſen ausſtrömt, ſo beträgt die Menge derſelben, berechnet nach der Oberfläche des Cylinders und nach dem von dem Kolben durchlaufenen Raum, 14,200 Engl. Kubikfuß in der Minute. Da nun die Maſchinen mit großer Sorgfalt ausgeführt worden ſind, ſo kann man annehmen, daß 0,95 oder 13,490 K. F. von der ganzen Luftmenge in die Oefen gelangt. — Die ſechs Hohöfen der der **British-iron-company** gehörenden Hütte zu Pontypool werden durch zwei der oben beſchriebenen Maſchinen geſpeiſt. Die Dimenſion der Hohöfen haben wir weiter oben angegeben. Die Luft geht aus den Cylindern in einen großen viereckigen Kaſten, der als Regulator dient. In Wales gibt man nämlich den Trockenregulatoren den Vorzug vor den mit Waſſer geliederten, indem die Luft in dieſen zu viel Waſſer aufnimmt, ſo daß der Betrieb, beſonders im Sommer, darunter leiden kann.

Das Gebläſe der drei Hohöfen zu Pontipool, deren Dimenſionen in Fig. 1, Taf. 31, angegeben worden ſind, hat 100 Zoll im Durchmeſſer; der Kolbenlauf beträgt 8 Fuß, die Anzahl der Wechſel 16 in der Minute. Die Preſſung des Winds beträgt 2 bis 2½ Pfund. Die Maſchine ſpeiſt außer den Hohöfen auch noch zwei Feineiſenfeuer und wird durch eine Dampfmaſchine von 100 Pferdekräften betrieben, ſo daß auf einen Ofen 28 — 29 Pferdekräfte kommen. — Der Wind ſtrömt durch ſechs Düſen von 3 Zoll Durchmeſſer in die drei Hohöfen. Berechnet man die Menge

der von der Maſchine gelieferten Luft, ſo findet man 13280 Kubikfuß in der Minute von dem Druck zu der Temperatur der äußern Luft. — Der Regulator iſt ein großes cylindriſches Gefäß von Eiſenblech, an beiden Enden mit ſphäriſchen Böden. Er iſt 30 Fuß lang, 16 Fuß weit und umfaßt etwa 6029 Kubikfuß, d. h. faſt das vierzehnfache Volum des Gebläſecylinders.

Zu Pen-y-Darran bei Merthyr erhalten drei Hohöfen, deren Dimenſionen in Fig. 5 gegeben worden ſind, den Wind von einem Gebläſe, deſſen Durchmeſſer 108, deſſen Kolbenlauf 96 Zoll beträgt und das 14 Wechſel in der Minute macht. Zuweilen werden mit dieſem Gebläſe vier Hohöfen betrieben, allein dann wechſelt es 18 Mal in der Minute. Die Dampfmaſchine hat einen Cylinder von 52½ Zoll Durchmeſſer und etwa 95 Pferdekräfte. Der Druck der Luft beträgt etwa 2¼ Pfd. auf den Quadratzoll. Jeder Ofen wird gewöhnlich mit zwei Formen betrieben; die Düſen haben 2½ bis 3 Zoll Durchmeſſer. Bei einem vierzehnmaligen Wechſel in der Minute liefert das Gebläſe 13,530 Kubikfuß.

Der kleine Ofen, Fig. 28, Taf. 30, wird durch einen Gebläſecylinder von 50 Zoll Durchmeſſer und von 75 Zoll Kolbenlauf, der 18 Mal in der Minute wechſelt, betrieben; außer dem Hohofen ſpeiſt er auch noch ein kleines Feineiſenfeuer und zwei Kupolöfen.

Bei einem zu Cyfartha angewendeten Gebläſe, welches durch eine Dampfmaſchine von 90 Pferdekräften in Bewegung geſetzt wird, hat der Gebläſecylinder 9 Fuß 4 Zoll Durchmeſſer und 100 Zoll Höhe. Der Kolbenlauf beträgt 8 Fuß und die Anzahl der Wechſel 13, welches bei einer Berechnung, wie die obige, eine Quantität von 12,457 Kubikfuß gibt. — Um auf dieſer Hütte ſieben Hohöfen und ſieben Feineiſenfeuer mit Wind zu verſehen, wendet man drei Dampfmaſchinen, die eine von 90, die andere von 80 und die dritte von 40, zuſammen 210 Pferdekräfte oder 24,2 für einen Hohofen an, indem man den Windverbrauch eines Feineiſenfeuers zu einem Fünftel von dem eines Hohofens rechnet.

In einer andern Hütte bei Merthyr verbraucht man etwa 140 Pferdekräfte, um fünf Hohöfen und fünf Feineiſenfeuer mit Wind zu verſehen. Dies Verhältniß iſt etwas geringer, als das zu Cyfartha und dort ſind die Oefen auch etwas größer.

Auf den Plymouth-Werken, ebenfalls bei Merthyr-Tydvill, erhalten vier Hohöfen und vier Feineiſenfeuer den erforderlichen Wind von einem aus vier Cylindern von 5 F. lichter Weite und 6 F. Höhe beſtehenden Gebläſe. Der Kolben wechſelt 18 Mal in der Minute. Die Bewegung erfolgt durch Waſſerräder. Berechnet man die Menge der producirten Luft auf die oben angegebene Weiſe und nimmt man den Verbrauch der Feineiſenfeuer zu einem Fünftel an, ſo werden jedem Hohofen 3672 K. F. zugeführt. Da jedoch dieſes

Gebläſe zuſammengeſetzter iſt, als die durch Dampfmaſchinen bewegten, ſo dürfte das Reſultat etwas über der Wahrheit ſeyn.

Es folgt aus dem Obigen, daß der Winddruck in den Waleſer Hütten ſelten 2¼ Pfd. auf einen Quadratzoll überſteigt; daß zur Bewegung eines Gebläſes für einen etwa 50 Fuß hohen Ofen und für ein Feineiſenfeuer 28 bis 36⅔ Pferdekräfte erforderlich ſind; daß, wenn man ⅕ des Winds auf das letztere rechnet, für den Hohofen 22 bis 30 Pferdekräfte bleiben. Da nun dieſe Oefen 50 bis 60 Tonnen Roheiſen wöchentlich produciren, ſo ſieht man, daß die Pferdekraft, zur Bewegung von Gebläſen angewendet, ungefähr einer Produktion von zwei Tonnen wöchentlich correſpondirt und daß ſie etwa 130 Kubikfuß Luft in der Minute geben. Jedoch iſt die Kraft der Maſchinen oft weit beträchtlicher, ſie beläuft ſich auf die von 40 bis 45 Pferden für die Hohöfen, die im Kohlenſacke 18 Fuß im Durchmeſſer haben und wöchentlich 90 Tonnen Roheiſen produciren. Endlich bedarf man zum Betrieb eines Hohofens von den in Fig. 4, Taf. 31, angegebenen Dimenſionen einer Kraft von 50 bis 60 Pferden. Dies darf uns nicht in Erſtaunen ſetzen, da man die Produktion eines Hohofens nicht erhöhen kann, ohne den Brennmaterialienverbrauch und folglich auch die Menge des in den Ofen geführten Winds auch zu vermehren.

Gewöhnlich wird an den Gebläſen ein Apparat angebracht, welcher das Moment des Einſtrömens von dem Dampfe mittelſt des Windverbrauchs regulirt. Wenn man einen Trockenregulator mit gleichbleibendem Raum anwendet, ſo beſteht der Apparat aus einem Katarakt (ſiehe Bd. IV. S. 463), welcher nur erſt dann ſinkt, wenn ſich der Druck in dem Regulator vermindert. Da nun nicht alle Bewegungen der Maſchine nur einen Augenblick dauern können, ſo iſt es der Fall, daß der Druck innerhalb ſehr weiter Grenzen verſchieden iſt, welches bedeutende Nachtheile für den Betrieb der Hohöfen und Feineiſenfeuer hat. Man findet alsdann, daß es weit zweckmäßiger ſey, etwas mehr Kohlen zu verbrennen und dem Wind ſtets eine große Ausgangsöffnung zu geben, damit die Maſchine ihre ganze Wirkung thue. Hat man daher keine hinlängliche Anzahl von Oefen im Betrieb, um allen Wind verwenden zu können, ſo ſieht man ſich in die Nothwendigkeit verſetzt, einen Theil davon zu verlieren und daher unnütz Steinkohlen zu verbrennen.

Bei den Regulatoren mit veränderlichem Inhalt, in denen die Preſſung ſich gleich bleibt, kann man das Einſtrömen des Dampfs, wenn es ein Waſſerregulator iſt, mittelſt eines Schwimmers und wenn es ein Regulator mit ſchwebendem Kolben iſt, mittelſt der Bewegungen des letztern reguliren. Die Dampfmaſchine wirkt daher nur dann, wenn der Wind verbraucht wird und ſie geht nur langſam, wenn nicht alle Oefen im Betriebe ſind, ſo daß kein unnützer Dampfverbrauch Statt findet.

Was nun die **Steinkohlen** betrifft, an dem Wales ſo reich iſt, ſo vermeidet man diejenigen, wenigſtens in größern Quantitäten, beim Hohofenbetrieb anzuwenden, die eine röthliche Aſche hinterlaſſen und welche daher Schwefelkies, ſo wie diejenigen, welche Magneſia enthalten. Erſtere würde ein rothbrüchiges Eiſen und letztere würde eine bedeutende Strengflüſſigkeit veranlaſſen.

Man verſchmelzt in Wales faſt nur thonigen Sphäroſiderit, der in Nieren und in Lagen in dem Schieferthon des Steinkohlengebirges vorkommt und der an den Abhängen der Berge entweder durch Tage- oder durch ordentliche Grubenbaue gewonnen wird. Das reichſte Erz bildet Nieren mit rundlicher Oberfläche und mit muſchlichem Bruch von ſchwärzlichgrauer Farbe. Das in Lagen vorkommende Erz iſt minder reich; ſein Bruch iſt eben und etwas erdig. Wenn die Erze aus der Grube kommen, ſo bleibt noch etwas Schieferthon daran hängen. Man ſetzt ſie in dieſem Zuſtand in viereckigen Haufen auf, nach deren kubiſchen Inhalt man vorläufig die Bergleute, welche ſie gewannen, bezahlt. Der Luft ausgeſetzt löſt ſich der Schieferthon ſehr bald von den Erzſtücken ab und das weniger reiche wird bald gelb. Es zeigt ſehr häufig und ſehr deutlich die unter der Benennung cone in cone coral bekannte Struktur und enthält zuweilen zweiſchalige Muſcheln.

In einigen Hütten dieſer Provinz, namentlich aber in der von Cyfartha, wendet man zuweilen, zuſammen mit dem Sphäroſiderit, eine kleine Quantität rothen Glaskopf an, den man über das Meer von dem nördlichen Theile von Lancaſhire herbeiführt. Wegen ſeines reichen Eiſengehalts von 70 Prozent kommt dieſes Erz nicht viel höher und gewährt dem Hüttenbeſitzer, der ſich einen Vorrath davon verſchafft hat, den Vortheil, weniger abhängig von den Bergleuten zu ſeyn, was dort nicht ohne Wichtigkeit iſt.

Man ſchlägt auch die Schlacken aus den Schweißöfen, welche weich und rein ſind, zuweilen ſelbſt die vom Puddelproceß zu, wogegen die von den Feineiſenfeuern oft als unrein verworfen werden müſſen. Zu Penn-y-Darran hat man die Bemerkung gemacht, daß der Zuſchlag von Schlacken ein ſehr ſtark ſchwindendes Roheiſen gebe. Zu Abergavanny verſchmilzt man zuweilen eine aus vier Theilen Schlacken und einem Theil Glaskopf beſtehende Beſchickung. — Jedenfalls kann man die Schlacken ſehr gut zuſchlagen, wenn es bei geringen Quantitäten bleibt; auch hält es ſchwer, ein anderes Roheiſen als zu verfriſchendes darzuſtellen; auch iſt das daraus dargeſtellte Eiſen ſtets ſchlechter, als wenn das Roheiſen aus Erzen allein erfolgte, wozu noch kommt, daß das mit Schlackenzuſchlag erblaſene Roheiſen ſtets einen größern Abgang erleidet, als das aus bloßen Erzen dargeſtellte. Daſſelbe Verfahren wird mit größerm Vortheil in Staffordſhire angewendet.

Der Eiſengehalt der rohen Erze beträgt nach ihrem Abliegen an der Luft 18 bis 55 Prozent, die zum Röſten kommende Beſchickung erhält daher 30 — 33 Prozent Eiſen. Bei der Röſtung verlieren die Erze 20—30 Prozent, ſo daß der Metallgehalt 38—40 Prozent beträgt. Zu Dowlais iſt jedoch die Beſchickung reicher, indem ſie roh 40 und geröſtet 60 Prozent beträgt.

Man zerſchlägt die Stücke vor der Röſtung nur ſehr gröblich, ſo daß Stücke von Fauſtgröße in den Ofen kommen.

Als Zuſchlag wendet man in den Hohöfen von Merthyr-Tydvill den in der Nähe brechenden Kohlen- oder Bergkalkſtein an, den man in Stücke von Fauſtgröße zerſchlägt. Der Zuſchlag beträgt ein Drittel dem Gewichte nach von dem rohen Erz, iſt zuweilen auch geringer und im Allgemeinen nach der Beſchaffenheit des darzuſtellenden Roheiſens verſchieden. Magneſiahaltiger Kalkſtein wird ſorgfältig vermieden, da er, wie ſchon bemerkt, die Beſchickung ſtrengflüſſig macht.

2) Betrieb der Hohöfen in Wales. — Dieſer iſt eben ſo einfach, wie in Staffordſhire. Man hat keine andern Regeln zu befolgen, als den Ofenſchacht immer gefüllt zu erhalten und eine neue Gicht aufzugeben, ſobald die vorhergehende niedergeſunken und hinlänglicher Raum für die nächſte vorhanden iſt.

Den Oefen werden, wie ſchon bemerkt, 3000 bis 4000 Kubikfuß, das Volum von atmoſphäriſcher Dichtigkeit genommen, mittelſt zweier Formen von $2\frac{1}{2}$, 3 und zuweilen bis 4 Zoll Durchmeſſer zugeführt, den größern, im Kohlenſack 18 Fuß weiten Oefen jedoch gewöhnlich durch drei Formen. Die Windpreſſung iſt nie bedeutend; ſie beträgt $1\frac{1}{4}$ — $1\frac{3}{4}$ Pfund und überſteigt ſelten 2 Pfund auf den Quadratzoll.

Die Menge des einem Ofen zugeführten Winds iſt nach der Qualität des zu producirenden Roheiſens verſchieden. Iſt ſie beträchtlich, ſo gehen die Gichten ſchnell, man erhält in kurzer Zeit viel Roheiſen, jedoch von mittelmäßiger Qualität und nur zum Verfriſchen anwendbar. Zu vergießendes Roheiſen wird nur durch einen längern Proceß dargeſtellt bei einem langſamern Gichtengang und folglich bei einer geringern, in demſelben Zeitraum eingeführten Windmenge. Berückſichtigt man aber die Dauer des Proceſſes, ſo wird man finden, daß zur Fabrikation von einer Tonne Roheiſen zum Gießereibetriebe mehr Wind erforderlich iſt, als zu derſelben Quantiät zu verfriſchendem Roheiſen.

Die Beſchickung zum Erblaſen von Gießerei-Roheiſen enthält verhältnißmäßig mehr Kalkſtein, als die zu dem zu verfriſchenden Roheiſen dienende und die Kohlengichten tragen geringere Erzgichten. Durch die Vermehrung des Kalkſteins in der Beſchickung wird die Schlacke dickflüſſiger, der Gichtengang wird aufgehalten und folglich bleibt die Beſchickung längere Zeit der Hitze ausgeſetzt, als bei der

Fabrikation des zu verfriſchenden Roheiſens. Nur dann, wenn die Beſchickung einer ſtärkern Hitze ausgeſetzt wird, erhält man graues Roheiſen. Dieſes iſt ſtets weit hitziger und bleibt länger flüſſig, als das zu verfriſchende Roheiſen.

Der Betrieb der Hohöfen mit erhitzter Gebläſeluft hat in Wales weniger Eingang gefunden, als in andern Provinzen Englands, wie wir weiter unten näher ſehen werden.

Die tägliche Produktion eines Waleſer Ofens beträgt im Durchſchnitt 8 Tonnen, jedoch geben viele wöchentlich 70 Tonnen, alſo 10 täglich. Zur Darſtellung von 10 Tonnen Roheiſen ſind wenigſtens 21 Tonnen Koaks erforderlich. Im Allgemeinen kann man annehmen, daß ein zur Produktion von Gießerei-Roheiſen betriebener Hohofen ein Viertel weniger gibt, als einer, der zu verfriſchendes Roheiſen producirt.

Zuweilen arbeitet man in Wales mit dunkler Form oder mit einer mehr oder weniger langen Naſe. Kühlt ſich nun der Ofen ab, ſo wird die Naſe zu lang, die der beiden Formen vereinigen ſich und der Ofen wird verſtopft. Unter andern Umſtänden dagegen ſind die Materien zu flüſſig und es kann ſich keine Naſe bilden. Man ſieht daher, wie unter verſchiedenen Umſtänden die Vertheilung der Luft in dem Hohofen verſchieden ſeyn kann und ſie iſt nicht ohne weſentlichen Einfluß. Der Schmelzer hat mehrere Mittel in der Hand, um die vielerlei Nachtheile zu heben: er kann die Naſe mit der Brechſtange wegbringen, er kann den Wind nur durch eine Form in den Ofen führen, indem er die andern zuſetzt und die Düſe der noch im Betriebe ſtehenden vergrößert, um durch die eine eben ſo viel Luft in den Ofen ſtrömen zu laſſen, als durch beide; er kann ferner dieſe Windmenge vermehren oder vermindern; er kann die Gichten größer oder kleiner machen, ſo wie endlich die Verhältniſſe der Beſchickung verändern. Jedoch zeigen ſich Erſcheinungen, deren Urſachen von den Hüttenleuten noch nicht erkannt ſind und die allen Mitteln zu ihrer Hebung und nun wieder einen regelmäßigen Ofenbetrieb zu erlangen, widerſtehen.

Häufig wird der Betrieb in der letzten Periode einer Schmelzcampagne, wenn Geſtell und Heerd zu weit geworden ſind, ſchlecht. Der Schmelzpunkt ſinkt zu weit und die Formen verbrennen. Man muß ihn wieder in die Höhe zu bringen und in der Nähe der Formen einen Anſatz von Materien zu bewirken ſuchen, ſo daß der Heerd wieder enger wird. Zu dem Ende muß man den Erzſatz etwas vermindern und die Beſchickung ſo einrichten, daß die Schlacken etwas ſtrengflüſſiger werden. Durch die Verminderung des Erzſatzes erlangt man einen höhern Hitzgrad im Geſtell und der Schmelzpunkt wird wieder höher geführt. Die Schlacken und die eiſenhaltigen Materien fließen nach den Formen zu, erkalten, erſtarren, bilden eine Naſe und bleiben an den Geſtellwänden hängen;

die Formen werden alsdann dunkel. Man bringt dann dieſelben, nachdem ſie vorher mit Thon umgeben worden ſind, weiter in den Heerd. Sobald dieſer und das Geſtell wieder gehörig verengt worden ſind, wird der Satz auch wieder wie vorher erhöht.

Dieſes Mittel wird, wie am Ende einer Campagne, auch im Anfange derſelben angewendet, wenn die Formen zu heiß werden und der Heerd ſich zu ſchnell erweitert. Wird jedoch am Ende einer Campagne das Geſtell zu weit, ſo daß man nur mit einem verminderten Erzſatz blaſen kann, ſo iſt es, wenn nicht beſondere Umſtände dagegen ſprechen, weit beſſer, auszublaſen, als einen koſtbarern Betrieb weiter fortzuſetzen.

Soll ein zu verfriſchendes Roheiſen producirender Hohofen auf graues oder ſchwarzes zur Gießerei betrieben werden, ſo vermindert man ebenfalls den Erzſatz und erhöht das Verhältniß des Kalkzuſchlags, um ſtrengflüſſigere Schlacken zu erlangen. Der Schmelzpunkt wird alsdann erhöht und die Formen werden dunkel, obgleich die Temperatur des Ofens erhöht iſt. Die Veränderung im Gange des Ofens erfolgt nach 36—48 Stunden und die Schlacken erlangen ein ſteiniges Anſehn. Man gibt alsdann, wenn man gutes Gießerei-Roheiſen erzeugen will, gute Erze auf. Nach drei bis vier Tagen wird das Roheiſen ſehr grau und bald ſchwarz.

Die Anzahl der in einer gewiſſen Zeit aufzugebenden Gichten iſt, da man den Ofen ſtets gefüllt zu halten ſucht, veränderlich. Die Koaks werden in Karren (barrows) zu der Gicht gefahren, welche aus eiſernen Stäben beſtehen, 4 Fuß lang, 2 Fuß breit, 2½ Fuß tief ſind und gewöhnlich 18 Kubikfuß oder 350 Pfund enthalten. Man hat aber auch welche, die 6 Ctnr. halten.

Man ſticht in 24 Stunden zwei Mal ab und es erfolgen jedes Mal 6 Tonnen Roheiſen. Es gehen im Durchſchnitt in 12 Stunden 50 Gichten, beſtehend aus:

6 Centn. geröſtetem Erz,
6 „ Koaks,
2 „ 88 Pfund Zuſchlag.

Man verbraucht daher in dieſer Zeit 15 Tonnen geröſtetes oder 18 Tonnen rohes Erz, 15 Tonnen Koaks oder etwa 22½ Tonnen Steinkohlen und 6 Tonnen Kalkſtein. Da nun daraus 6 Tonnen Roheiſen erfolgen, ſo ſind zu einer Tonne erforderlich:

3 Tonnen rohes Erz,
3¾ „ Steinkohlen,
1 „ Zuſchlag.

Zu Pen-y-Darran faſſen die Gichtkarren 8 Centner Koaks und es werden vier Karren, durch jede der vier Thüren in der Eſſe eine, in die Gicht entleert.

Zu Neath-Abbey (Ofen Fig. 6) ſind die Gichten klein und es gehen deren 60 in 24 Stunden. Jede Gicht beſteht aus

3½ Centn. Koak,
3½ " Erz,
— " 105 Pfd. Kalkſtein.

Es erfolgen wöchentlich etwa 30 Tonnen Roheiſen zum Gießereibetriebe; er hat drei Formen, jede 2¼ Zoll weit.

In dem kleinen Ofen (Fig. 26—29, Taf. 30) endlich wird neben den Koaks auch eine Art Anthracit (ſogen. **Stone coal**), welchen man nicht verkoakt, angewendet. Die Gichten beſtehen aus:

2½ Centn. Koaks,
1¼ " Anthracit,
4—5 " geröſtetem Erz,
1—1¼ " Kalkſtein.

Es producirt dieſer Hohofen Gießerei-Roheiſen und man gießt ſogar manche Stücke unmittelbar aus demſelben ab. Die wöchentliche Produktion beträgt 25 bis 30 Tonnen. Man verbraucht 4½ Tonnen Steinkohlen und Anthracit zur Produktion von 1 Tonne Roheiſen. Die Schlacken fließen von ſelbſt über den Wallſtein ab; zwiſchen dem zweimaligen Abſtechen arbeitet man vier Mal im Geſtell. Da, wie wir ſehen, die Kohlengichten in dieſem ſehr leicht gebauten Ofen einen geringern Erzſatz tragen, als in den andern, mit ordentlichen Rauhgemäuern verſehenen, ſo iſt der Brennmaterialienverbrauch bei gleichen Produktionsmengen dort ſehr bedeutend und es findet daher ein nicht unweſentlicher Wärmeverluſt Statt.

Man unterſcheidet bei den Waleſer Eiſenwerken hauptſächlich zwei Sorten von Schlacken: die eine iſt ſehr dicht, grau und enthält vielen Kalk; ſie fällt bei dem Betrieb auf Gießerei-Roheiſen (**foundry-pig**). Die andere Sorte, welche man bei der Erzeugung von zu verfriſchendem Roheiſen (**forge-pig**) erhält, iſt glasartig, ſehr blaſig, in der Nähe der Oberfläche dunkelgrün, undurchſichtig, etwas kryſtalliniſch und im Innern grünlichgelb. Zuweilen ſieht man blaue Adern, ſowohl in dem glaſigen, als in dem undurchſichtigen Theil. Wenn die Oefen, wie es bei einem ſchlechten, krankhaften Betriebe derſelben der Fall iſt, weißes Roheiſen geben, ſo ſind die Schlacken ſchwärzlich, etwas glaſig und durchſcheinend und faſt immer ſehr blaſig. — Im Allgemeinen ſind die bei Koaksbetrieb erfolgenden Schlacken weit kalkhaltiger, als die aus Holzkohlen-Hohöfen, weshalb jene weit ſtrengflüſſiger als letztere ſind. — Dieſer Ueberſchuß an Kalkgehalt iſt aber von großem Nutzen, wenn die Erze phosphorſauren Kalk enthalten, wie es oft bei den in der Steinkohlenformation vorkommenden der Fall iſt. Der Kalk wirkt hier nicht als Auflöſungsmittel, ſondern er erſchwert nur die Zerſetzung des phosphorſauren Kalks und verhindert die Bildung einer großen Quantität Phosphoreiſens in den Hohöfen.

Das Roheiſen wird in Wales ebenfalls in Gängen abgeſtochen. — Die Dauer der Campagnen beträgt im Allgemeinen 4

bis 5 und zuweilen ſogar 10 Jahre. Dennoch ſind die Oefen gewöhnlich nur wenig zerſtört und man braucht nur Geſtell und Heerd zu repariren, indem das Schachtfutter weit länger dauert.

Wir geben nun ſchließlich noch einige kurze Notizen über die Produktionskoſten einer Tonne Roheiſen auf verſchiedenen Hütten in Wales:

1. Cyfartha die Tonne 3 Pfd. Sterl. = 21 Thlr. Cour.

2. Pontypool die Tonne 3 Pfd. Sterl. 12 Sch. = 25 Thlr. Courant.

3. Neath-Abbey die Tonne 4 Pfd. Sterl. 1 Sch. = 28 Thlr. 8 Gr. Cour.

Jedoch iſt zu bemerken, daß dieſe Hütten eine ſehr günſtige Lage haben und ſowohl Steinkohlen als Erze ſehr billig erhalten.

## Roheiſenfabrikation im nördlichen England und in Schottland.

In der Nähe von Bradford in Schottland exiſtiren zwei ſehr bedeutende Hütten, von denen jede mehrere Hohöfen hat.

Fig. 7 Taf. 31 gibt die genauen Dimenſionen der Hohöfen von einer dieſer Hütten; ſie ſind etwa 45 Fuß hoch und wenig von den Staffordſhirer Hohöfen verſchieden. Das Geſtell oder der Theil der Linie A B iſt viereckig und beſteht nebſt der Raſt aus feuerfeſtem Sandſtein; Raſt und Schacht ſind rund und letzterer beſteht aus feuerfeſten Ziegelſteinen. Der Druck des Winds beträgt 2¼ Pfund auf den Quadratzoll.

Auf einer andern Hütte hat ein Hohofen die in Fig. 8 angegebene Form und eine ganze Höhe von 45 Fuß. Die Form iſt die eines ſüddeutſchen Blauofens, denn er hat weder Geſtell noch Heerd. Den Wind erhält er durch eine einzige Form von 4 Zoll Durchmeſſer. Die Preſſung des Winds beträgt 2 Pfund auf den Quadratzoll. Eine Maſchine von 140 Pferdekräften bewegt ein Gebläſe für 4 Hohöfen, 2 Feineiſenfeuer und 3 Kupolöfen. — Die Gichten werden dem Ofen mittelſt eines blechernen Wagens, deſſen Boden in einem Schieber beweglich iſt, zugeführt. Wenn der Wagen nach dem Ofen zu gerollt wird, ſo trifft er in der Nähe der Gicht gegen ein Stück Eiſen, welches den Boden wegſchiebt, ſo daß der weiter rollende Wagen ſich in dem Ofen entleert. Indem er nun zurückgezogen wird, neigt ihn der Arbeiter nach vorn, ſo daß der Boden einen neuen Aufhalter trifft und geſchloſſen wird.

Man gibt in den obigen Oefen in zwölf Stunden 16 — 20 Gichten auf. Jede Gicht beſteht aus:

8 Centr. Koaks,
8 „ Erz,
8 „ Kalkſtein.

Der Eiſengehalt des geröſteten Erzes beträgt etwa 38 Prozent.

Zu Newcaſtle am Tyne exiſtirt eine Hütte mit mehreren Hohöfen, deren einer die in Fig. 9 Taf. 31 abgebildete Form hat. Die Gicht endigt in einer abgeſtumpften Pyramide mit quadratiſcher Baſis und von 2½ Fuß Höhe. Der Wind wird durch eine Düſe von 3½ Zoll Durchmeſſer eingeführt. Das Gebläſe, welches dieſen Hohofen und zwei kleine Kupolofen ſpeiſt, hat 60 Zoll im Durchmeſſer, 6 Fuß Kolbenlauf und wechſelt 15 — 16 Mal in der Minute. Es wird durch eine Dampfmaſchine von 32 Pferdekräften bewegt und iſt mit einem Waſſerregulator verſehen.

Der Hohofen producirt gewöhnlich wöchentlich 35 Tonnen weiches Roheiſen und die Gichten beſtehen aus:

6 Ctrn. Koaks,
4½—5 „ geröſtetem Erz,
2 „ Kreide als Zuſchlag.

Bei der Produktion von Roheiſen zum Verfriſchen beſteht die Erzgicht bei gleichbleibenden Koaksgichten aus 6½ — 7 Ctrn. Erz und der Zuſchlag aus 2½ Ctrn. Kreide. Es gehen im Durchſchnitt 32 Gichten in 12 Stunden.

Die neue Hütte Bitterley-Iron-Works bei Newcaſtle beſteht aus zwei an einander liegenden Hohöfen, von denen Fig. 10 Taf. 31 den einen darſtellt. Das den Schacht umgebende Gemäuer geht nur bis zu der Raſt herab und ruht auf Bögen, welche die Ziegelſteine der Raſt und des Geſtells frei laſſen. Das Gemäuer iſt 2 Fuß ſtark und von dem 15 Zoll ſtarken Futter durch eine Sandfüllung getrennt. Die Ziegelſteine des Schachtfutters haben nach ihrer Lage eine verſchiedene Form.

Das Aufgeben der Gichten geſchieht mittelſt eines Wagens, der ſich auf Schienen bewegt und deſſen Breite der Weite der Gicht entſpricht. — Der Wagen (Fig. 11 und 11 **bis** Taf. 31) bewegt ſich auf 4 Rädern **m** und den Boden bilden 4 Eiſenſtangen **n** und eben ſo viel bewegliche Klappen, die mittelſt Haken feſtgemacht ſind und welche ein Gegengewicht löſt. Um ſie emporzuheben, muß man das Gegengewicht heben.

Die meiſten Eiſenhütten Schottlands liegen nicht weit von Glasgow entfernt, mehrere davon in der Nähe dieſer großen Fabrikſtadt. — Die eine hat vier Hohöfen, welche gewöhnlich weiches Roheiſen zum Gießereibetriebe produciren. Einer von dieſen Hohöfen hat die in Fig. 19 Taf. 31 dargeſtellte Form; er iſt ſehr klein. Ein anderer, größerer iſt in den Figg. 20, 21, 22 und 23 abgebildet. Derſelbe hat doppelte Schachtfutter von feuerfeſten Ziegelſteinen, worauf noch ein drittes von gewöhnlichen Ziegelſteinen und dann das Rauhgemäuer von Bruchſteinen kommt. — Die Art und Weiſe, wie die kreisrunde Raſt mit dem viereckigen Geſtelle (beide beſtehen aus feuerfeſten Ziegelſteinen) in Uebereinſtimmung gebracht

worden, iſt in Fig. 27 in horizontaler Projektion nach dem Quadrat a b c d und ſenkrecht nach der geraden Linie i' h' dargeſtellt worden. Es ſey der Kreisbogen der Raſt, in der Höhe von k' k', in horizontaler Projektion nach dem Kreiſe e f und in ſenkrechter nach der geraden Linie k' f'; ein anderer Kreisbogen in der Höhe l'' l', in horizontaler Projektion, nach dem Kreiſe c g und in ſenkrechter nach der geraden Linie l' g' dargeſtellt. Zwiſchen den Punkten h h', f f' und g g' findet die Erweiterung mittelſt ſucceſſiver Abnahme der Ziegelſteine ſtatt, ſo daß die ſenkrechte Projektion einer Linie, welche durch die äußerſten Punkte dieſer Ziegelſteine geht, durch eine gerade oder wenig gekrümmte Linie h f' g' dargeſtellt ſeyn würde. In den Ecken a b c d, oder in ihrer Nähe, erweitert ſich der Ofen in einer Richtung, indem er von einem gewiſſen Punkt über dem Viereck des Geſtells in die Höhe ſteigt und erweitert ſich auch in einer andern Richtung unter dieſem Punkte, ſo daß die durch die äußerſten Punkte der Ziegelſteine gehende Linie in ſenkrechter Projektion die Curve h' p' q' oder i' m' n' bilden würde. Die Ziegelſteine werden zu ſolchen Verbindungsſtellen mit dem Hammer zugehauen, oder man wendet ſehr kleine an, da es nicht thunlich iſt, ihnen ſogleich die Form zu geben. Gegen das Viereck des Geſtells von feuerfeſten Ziegelſteinen ſtützen ſich die Steine von dieſem Theile des Ofens und auf dieſen Steinen ruhen die großen feuerfeſten Ziegelſteine, die hinter den kleinen liegen.

Der feuerfeſte Thon gehört, wie zu Pontypool, der Steinkohlenformation an und die Ziegelſteine werden auf der Hütte ſelbſt angefertigt. Ihre Fabrikation hat nichts Eigenthümliches, wenn es nicht die Art und Weiſe der Zerkleinerung des Thons iſt, welchen man auf eine gußeiſerne, mit einem Rande verſehene Platte legt, auf der zwei ſenkrechte Mühlſteine mit feſtem Mittelpunkte ruhen. Man theilt der Platte eine drehende Bewegung mit und die Steine werden durch die Reibung in Bewegung geſetzt.

Das Geſtell beſteht aus feuerfeſtem Sandſtein, der ein Lager über den Steinkohlenflötzen bildet.

Fig. 24 iſt der Durchſchnitt eines Ofens von einer andern Hütte, in der Nachbarſchaft der erſten und die Figg. 25 und 26 geben die Dimenſionen der Hohöfen einer dritten Hütte an. Letzterer hat kein Geſtell, eine Form, die, wie wir bemerkten, auch in Wales angenommen worden iſt. Man behauptet nämlich, daß die meiſten Unregelmäßigkeiten bei dem Betriebe der Hohöfen in dem Theil unter der Raſt herrührten und daß dieſelben durch dieſe neue Conſtruktion großentheils vermieden würden.

Das Fundament des einen von dieſen Hohöfen hatte die folgende Einrichtung: In einer 7 Fuß tiefen und 18—20 Fuß weiten Grube wurde der Boden geebnet und feſtgeſtampft und darauf führte man von Steinen und Mörtel eine 3 Fuß hohe Mauer auf.

Digitized by Google

In der Mitte dieſes Gemäuers und parallel ſeiner Länge hatte man einen Kanal gelaſſen, der in einen andern ſenkrechten darauf ſtehenden auslief und der die Feuchtigkeit abführte. Man bedeckte dieſen 9 Zoll weiten Kanal mit Steinplatten, bis auf die Stelle A (Figur 28) am Ende, um ihn mit den Kreuzkanälen, die in dem darüber befindlichen ſogenannten falſchen Boden (false bottom) Fig. 29, der ein 2 Fuß ſtarkes Mauerwerk bildet, vorhanden ſind. Darüber her werden Steine oder alte gußeiſerne Platten gedeckt, über welche ein etwa 2 Fuß ſtarkes Sandlager kommt. Auf dieſelben wird wieder eine 2 Fuß ſtarke Mauer aufgeführt, auf welche der Boden des Heerds zu liegen kommt. Derſelbe beſteht aus ſechs Sandſteinen, die 3 Fuß 10 Zoll lang und 2 Fuß bis 2 Fuß 4 Z. breit und ſtark ſind; man legt ſie neben einander, ſo daß ſie einen Boden von 14 Fuß Länge und 3 Fuß 10 Zoll Breite bilden. Man verkittet ſie mit feuerfeſtem Thon und es werden die Backenſtücke und der Rückſtein darauf gelegt.

In den Monklandeiſenwerken bei Glasgow iſt ein ſehr leicht erbauter Hohofen, der in Fig. 12 Taf. 31 dargeſtellt worden iſt, im Betriebe. Die Wände deſſelben beſtehen der ganzen Höhe nach nur aus zwei Reihen Ziegelſteinen. Die zu dem obern Theile des Ofens verwendeten ſind 1 Fuß lang und 8 Zoll ſtark, wogegen die zu dem untern Theile verwendeten 18 Zoll lang ſind. Der Schacht ruht auf einem gußeiſernen Ringe (Fig. 13 und 13 bis), der von 8 gußeiſernen Säulen getragen wird. Dieſe Säulen ſind hohl, haben 13 Zoll im Durchmeſſer und ſind 18 Linien ſtark. Der Ring iſt 18 Zoll breit und 6 Zoll hoch und hat zwiſchen den Säulen Verſtärkungen. Der ganze Schacht und auch die Raſt ſind mit eiſernen Bändern umgeben, die 3 Zoll breit und $1\frac{1}{2}$ Zoll ſtark ſind und 2 Fuß von einander entfernt liegen.

Die Gebläſe ſind Cylindergebläſe. Zwei Hohöfen von der in Fig. 10 dargeſtellten Form werden von einem $5\frac{1}{2}$ Zoll weiten Cylinder, deſſen Kolben 18 Mal in der Minute wechſelt und deſſen Lauf $7\frac{3}{4}$ Fuß beträgt, geſpeiſt. Die Maſchine liefert daher in der Minute 6292 Kubikfuß Luft von gewöhnlicher Preſſung. Die Dampfmaſchine hat 70 Pferdekräfte. Der Wind, welcher zuvörderſt in einen Regulator von 24 Fuß Länge, 8 Fuß Breite und 10 F. Tiefe, oder von 1920 Fuß räumlichen Inhalt geht, wird beim Betrieb auf weiches Gießereiroheiſen jedem Ofen durch zwei Düſen von $2\frac{5}{8}$ Zoll Durchmeſſer zugeführt. Die Preſſung des Winds beträgt 4 Pfd. auf den Quadratzoll. Man arbeitet häufig mit dunkler Form.

Die auf allen dieſen Hütten verſchmolzenen Erze beſtehen aus zwei oder drei Sorten, deren mittlerer Eiſengehalt vor der Röſtung 30 Prozent beträgt. Zwei dieſer Sorten gleichen dem gewöhnlichen Staffordſhirer Erz und bilden ſchwache Lager im Steinkohlengebirge.

Digitized by Google

Die dritte Sorte iſt etwas ſchiefrig, hat Adern von dunklerer Farbe und enthält eine geringe Menge von bituminöſer Materie. Sie wird oft beſonders geröſtet und zwar ſo ſtark bis zu beginnender Schmelzung; es dehnt ſich dabei etwas aus.

In dem Ofen Fig. 10 gehen in 24 Stunden 42 — 44 Gichten; eine Gicht beſteht aus:

8 Centnern Koaks,
6 " Erz und
1½ " Zuſchlag.

Die mittlere wöchentliche Produktion beträgt 35 — 40 Tonnen wöchentlich, im Sommer jedoch 8 — 10 Tonnen weniger als im Winter.

In dem Hohofen Fig. 24 gehen 90 Gichten in 24 Stunden; eine Gicht beſteht aus:

4½ Centner Koaks,
2¾ — 3 Ctr. Erz,
¾ Ctr. Zuſchlag.

Die durchſchnittliche wöchentliche Produktion beträgt 45 Tonnen.

In den Oefen Fig. 25 gehen innerhalb 24 Stunden 72 — 80 Gichten; eine Gicht beſteht aus:

5 Ctrn. Koaks,
3 " Erz,
110 Pfd. Kalkſtein.

Die mittlere Produktion beträgt 45 Tonnen in der Woche.

Man verbraucht im Durchſchnitt zu einer Tonne Roheiſen auf den Hütten der Umgegend von Glasgow zur Fabrikation von einer Tonne Roheiſen (foundry-pig) 8 Tonnen Steinkohle, wobei die zum Röſten und zur Feuerung der Dampfmaſchine erforderlichen Steinkohlen mit inbegriffen ſind. Zur Erklärung dieſes bedeutenden Steinkohlenverbrauchs müſſen wir bemerken, daß beim Verkoaken, beſonders nach der ältern Methode, ein großer Verluſt Statt findet und daß die Windpreſſung zu hoch iſt.

---

Vergleichen wir die obigen Angaben über die Conſtruktion und den Betrieb der Engliſchen Hohöfen mit andern bekannten Reſultaten, ſo kann man die Folgerung machen, daß die Verſchiedenheiten zwiſchen den meiſten Steinkohlenabänderungen, beſonders aber zwiſchen den Erzſorten, wenn ſie einigen Einfluß auf die Beſtimmung der Form und der Dimenſionen der Koakshohöfen ausüben, bei dieſen Grundlagen der Conſtruktion dennoch nicht ſo bedeutende Veränderungen bedingen, als man anfänglich annehmen könnte.

In Staffordſhire, wo die Steinkohlen von ſehr verſchiedener Beſchaffenheit ſind, iſt die innere Form der Hohöfen überall dieſelbe und die hauptſächlichſten Dimenſionen verändern ſich nur innerhalb enger Grenzen, nach der Qualität des zu producirenden Roheiſens. In Yorkſhire und in Schottland bedient man ſich mit faſt gleichen Vortheilen ähnlicher Oefen wie in Staffordſhire, ſo wie ſolcher, deren Form und Dimenſionen ſich denen von Morthyr nähern. In Schleſien und in Frankreich *) wendet man faſt überall Hohöfen von 40 bis 45 Fuß Höhe und von 11 — 13 Fuß Weite im Kohlenſack an. Zu Merthyr übertrifft die Höhe und die Weite der Oefen alle Grenzen, innerhalb deren man ſich anderwärts gehalten hat. Dies rührt von der Dichtigkeit der Steinkohlen in jener Provinz her, die ſich mehr als anderwärts dem Anthracit nähern, ſo wie auch von ihrer Reinheit; oder iſt es vielleicht auch die Folge eines nothwendigen Verhältniſſes zwiſchen der Qualität des Roheiſens, welches man zu einer gewiſſen Zeit zu produciren ſucht? Dies wagen wir nicht zu entſcheiden. Würden die Steinkohlen von Merthyr nicht eben ſo gut in Oefen, welche den Staffordſhirer ähnlich ſind, angewendet werden können und den Vortheil gewähren, ein beſſeres, wenn auch weniger Roheiſen zu geben? Man darf daran nicht zweifeln, denn es ſind Oefen dieſer Art zu Cyfartha im Betriebe. Können aber dagegen die Staffordſhirer Steinkohlen eben ſo gut wie die Waleſer in Oefen, die denen zu Merthyr gleichen, benutzt werden? Wir glauben es nicht, zumal deshalb angeſtellte Verſuche nicht gelungen ſind und es iſt weit mehr dieſe Anomalie in dem Fall einer Verſchiedenheit in der Natur der Steinkohlen, die man ſonſt nicht findet, welche uns veranlaßte, beim obigen Ausſpruche des allgemeinen Princips zu ſagen: die meiſten und nicht alle Abänderungen **).

Eine weit größere Höhe, eine ein- oder mehrfüßige Verminderung des Kohlenſackdurchmeſſers und eine geringere Neigung der Raſt, verbunden mit einer zweckmäßigen Arbeit ſcheinen im Allgemeinen als Verbeſſerungsmittel der Qualität des Roheiſens angeſehen zu werden.

---

*) In der Königshütte in Schleſien, wo die Steinkohlen und beſonders die Erze gänzlich von den Steinkohlen und Erzen in Staffordſhire verſchieden ſind, haben die Dimenſionen der Oefen die größte Aehnlichkeit mit denen des Ofens Fig. 25 Taf. 30 mit Ausnahme der Höhe und folglich auch der Neigung der Raſt, welche bedeutender ſind. Zu la Voulte, Saint-Chamond und Saint-Etienne in Frankreich, wo das Brennmaterial einige Aehnlichkeit mit dem in Staffordſhire hat, wo dagegen die Erze ſehr verſchieden ſind, haben die innern Formen der Hohöfen ſehr viel Aehnlichkeit mit denen in jener Engliſchen Provinz.

**) Die Verſchiedenheit der Formen und der Dimenſionen, welche in England und beſonders in Wales auf einer oder auf benachbarten Hütten bei denſelben Steinkohlen und bei denſelben Erzen herrſcht und die faſt gleich paſſend für alle ſind, beſtätigen das ausgeſprochene Princip.

In Beziehung auf den Einfluß der Materialien auf die Produkte, ſo ſcheint es, daß man mit ſehr ſchwefelhaltigen und daher im Allgemeinen ſchlechten Steinkohlen vortreffliches Roheiſen erzeugen kann, daß man aber alsdann einen bedeutenden Abgang bei ihrer Verkoakung, der zu ihrer Reinigung erforderlich iſt, ſo wie einen größern Aufwand im Hohofen nicht fürchten darf. Die Hütten zu Pontypool bei Glasgow und mehrere in Staffordſhire ſind ein Beweis davon. Ob es möglich ſey, in allen Fällen ſchlechte Erze zu verbeſſern, muß dahin geſtellt bleiben; es ſcheint aber, daß man an einigen Orten, wo Steinkohlen und Erze zu gleicher Zeit unrein ſind, man nie dahin gelangen konnte, anderes als weißes oder halbirtes Roheiſen darzuſtellen.

Die Dimenſionen der Gebläſe für Oefen von gewiſſer Größe ſcheinen nur innerhalb ſehr enger Grenzen verſchieden zu ſeyn; allein die Preſſung des Winds iſt immer noch ein Gegenſtand von Diskuſſionen bei den Engliſchen Hüttenleuten. Offenbar ſind hohe Preſſungen nur bei dichten und niedrige nur bei minder dichten zweckmäßig. In Staffordſhire und Wales aber, wo die Koaks ſehr verſchieden ſind, ſcheint man faſt überall einer mittlern Preſſung von $1\frac{1}{2}$, 2 und zuweilen von $2\frac{1}{4}$ Pfd. auf den Quadratzoll den Vorzug gegeben zu haben; daſſelbe iſt in Yorkſhire der Fall. In Schottland iſt die Windpreſſung ſehr hoch, jedoch ſcheint man es neuerlich vortheilhafter gefunden zu haben, ſie zu vermindern. Die Erzeugung von grauem Roheiſen erfordert überall einen höhern Druck.

Schließlich bemerken wir nochmals, wie bedeutend der Unterſchied in dem Verbrauche von Brennmaterial und von Kalkſtein bei der Erzeugung von zu verfriſchendem und zu vergießendem Roheiſen iſt; er beträgt etwa ein Drittel, ſo daß letzteres nur durch eine weit ſtärkere Hitze gegen die bei erſterm angewendete erzeugt werden kann.

## Anwendung der erhitzten Gebläſeluft bei dem Hohofenbetrieb in England.

Dieſe für das Hüttenweſen ſo höchſt wichtige Erfindung ging von Schottland aus, denn auf der Clydehütte unweit Glasgow wurden im Jahr 1830 die erſten Verſuche gemacht und das nächſte Jahr wurde zuerſt ein Hohofen damit betrieben.

Wir beſchreiben nun zuerſt einige der beſten neuern Engliſchen Wärmapparate*) und geben alsdann eine kurze Ueberſicht der in

---

*) Entlehnt aus dem Atlas du Mineur et du Métallurgiste 1838 pag. 8 und Taf. 30. Die in der Voyage métall. I. 381 etc. beſchriebenen, jedoch ältern Engliſchen Apparate findet man, nach der Abhandlung des Hrn. Du-

England mit erhitzter Gebläſeluft erlangten Reſultate. Da die mit Koaks oder mit Steinkohlen betriebenen Hohöfen gewöhnlich eine nur ſchwache Gichtflamme geben, ſo können die Wärmapparate nicht durch dieſe gefeuert werden, ſondern ſie müſſen mit beſondern Oefen verſehen ſeyn, die mit den oft werthloſen kleinen oder Staubkohlen geheitzt werden. Die Apparate liegen daher, um die langen Röhren für die heiße Luft, bei denen ſtets eine Abkühlung erfolgt, zu vermeiden. In alle den folgenden Apparaten wird die Luft erhitzt, indem ſie durch Röhren geht, deren Entwickelung bedeutend genug iſt, ſo daß ſie in denſelben lange in Berührung mit der Hitze des Heerds bleiben.

Der in den Figg. 1, 2 und 3 Taf. 32 dargeſtellte Apparat ſteht bei dem Hohofen der Pentwyneiſenwerke in Schottland in Anwendung. Er beſteht aus zwei weiten Röhren **B B**, welche horizontal zu beiden Seiten des Heerds liegen und unter einander mittelſt zehn halbkreisförmig gebogener Röhren in Verbindung ſtehen, wie man in Fig. 3 deutlich ſehen kann. Dieſe Röhren gehen an dem Gewölbe des Ofens durch. Die kalte Gebläſeluft ſtrömt durch das eine Ende einer Röhre **B** ein und nachdem ſie in den Röhren **A A** ꝛc. cirkulirt hat, ſtrömt ſie erhitzt durch das eine Ende der andern Röhre **B** wieder aus. Der Roſt **F** liegt horizontal, allein an ſeinem Ende iſt eine geneigte Ebene, welche die heißen Gaſe nöthigt, ſich mehr den letzten gekrümmten Röhren zu nähern, je näher dieſelben der Eſſe liegen, welche mit dem Buchſtaben **A'** bezeichnet iſt *).

Der zweite in Fig. 4 — 7 dargeſtellte Apparat ſteht bei dem Hohofen von Dundivon in Anwendung. Er beſteht aus drei Oefen **A A A** und in jedem derſelben iſt eine den vorhergehenden ähnliche Vereinigung von Röhren angebracht. Alle drei Oefen ſtehen mittelſt einer weiten Röhre in Verbindung, welche die Luft von dem einen zum andern ſchickt und jeder läßt die erhitzte Luft unmittelbar durch die ihm zunächſt liegende Form ausſtrömen, wie man aus Fig. 7 deutlich erſieht. Dieſes Ausſtrömen der erhitzten Luft erfolgt aus dem Ende der horizontalen Röhre, die derjenigen entgegengeſetzt iſt, welche bei dem erſten Ofen die kalte und bei den beiden andern ſchon erhitzte Luft aufnimmt. Das Specielle der Einrichtung dieſer Seitenröhren iſt in Fig. 6 gegeben. Die Röhre **B** iſt genau von Mauerwerk umſchloſſen, durch welchen Mantel ein Strom erhitzter Gaſe und Rauch geht, welche durch die Eſſe **E** abgeleitet werden. Fig. 4

---

frenoy, bereits im 1. Heft meines Werks: „Ueber den Betrieb mit erhitzter Gebläſeluft ꝛc.“ (bis jetzt 5 Hefte. Quedlinburg 1834—39).

*) Dieſer Apparat wird auch bei den Holzkohlenhohöfen, indem der Wärmofen über oder neben der Gicht liegt, mit großem Vortheil angewendet, wie z. B. zu Tanne, Rübeland ꝛc. am Harz.

iſt ein ſenkrechter Durchſchnitt dieſer Leitung und folglich ein Querdurchſchnitt des Ofens mit den Röhren, welche letztere man auch in Fig. 5 der Quere nach ſieht.

Die Figg. 8, 9 und 10 zeigen ein von den vorhergehenden verſchiedenes Syſtem. Die Luft ſtrömt nicht mehr durch eine Reihe von Röhren, ſondern nur durch eine einzige, die mehrmals in ſich ſelbſt zurückgebogen iſt und welche die ſich aus dem Heerd entwikkelnden erhitzten Gaſe von allen Seiten umſpielen. Die kalte Gebläſeluft ſtrömt durch die Oeffnung **B** an der Vorderſeite des Ofens und ſtrömt erhitzt am entgegengeſetzten Ende, an der hintern Seite des Ofens wieder heraus. Es ſind zwei mit einander vereinigte Heitzräume und Roſten angebracht; **F** Fig. 8 zeigt nur einen derſelben, allein der Kanal, welcher die heißen Gaſe in den Theil leitet, in welchem die Röhre **A** hin und her geht. In dieſem Apparat erhitzt die Flamme die Röhren nicht unmittelbar, wodurch freilich Hitze verloren geht, aber die Röhren bei weitem länger erhalten bleiben. **C** iſt die Eſſe des Wärmofens.

Der auf den Clydachwerken Fig. 11, 12, 13 und 14 angewendete Apparat hat auch zwei horizontale Röhren, allein die dieſelben verbindenden gekrümmten Röhren bilden nur einen Kreisſchnitt, ſtatt eines Halbkreiſes. Die Luft ſtrömt durch die an der Seite befindliche Oeffnung **C** ein und ſtrömt durch das Ende **B** der Röhre **A** aus. Zu beiden Seiten des Heerds ſind Kanäle vorhanden, welche die Hitze hinter die Seitenröhren führen. Der Rauch zieht durch einen am rechten Ende des Heerds vorhandenen aufwärts ſteigenden Fuchs ab.

Fig. 15 und 16 ſtellen einen zweiten Apparat auf den Pentwyneiſenwerken dar, der den beiden erſt beſchriebenen ſehr ähnlich iſt. Die Röhren haben faſt dieſelbe Lage, allein die Verbindungsröhren ſind hufeiſenförmig gebogen und das Gewölbe des Ofens muß daher weiter von dem Roſt entfernt ſeyn. Der Theil der Röhren, welcher ſich in der Nähe des Gewölbes befindet, muß daher weit weniger erhitzt werden, allein die Entwickelung der gekrümmten Röhren iſt auch weit beträchtlicher, weil ſie weit länger und 15 ſtatt 10 vorhanden ſind. Die Luft muß daher weit länger darin cirkuliren. Die heißen Gaſe ſtrömen, wie bei dem erſten Apparate, mittelſt eines kleinen Fuchſes in die Eſſe aus, allein das Gewölbe iſt hier nicht niederwärts gezogen, ſondern es hat überall gleiche Höhe.

Wir theilen nun hier aus dem ſchon erwähnten Berichte des Hrn. Oberbergingenieurs und Profeſſors Dufrenoy zu Paris, welcher ſich, wie ſchon bemerkt, im 1. Hefte meines Werks über erhitzte Gebläſeluft S. 1 ꝛc. vollſtändig überſetzt findet, nach dem politechniſchen Centralblatt 1835 Nr. 57 die Hauptreſultate mit:

1) Bei allen Eiſenwerken, mit einziger Ausnahme von einem oder zweien, hat die Einführung dieſes Schmelzproceſſes eine ver-

mehrte Produktion, verminderten Aufwand an Brennſtoff und Fluß und Erſparung an Arbeit u. ſ. w. herbeigeführt.

2) Dieſe Vortheile ergaben ſich in deſto höherm Grade, je heißer man die Luft anwendete.

3) Die Geſammtmenge des ausgebrachten Metalls wurde im Allgemeinen vermehrt, während doch

4) der Brennmaterialaufwand derſelbe als früher bei Anwendung kalter Gebläſeluft blieb, ſo daß z. B. auf dem Clydeeiſenwerk der Brennmaterialaufwand immer noch täglich 18 Tonnen Koaks beträgt, während das Ausbringen ſeit Einführung der heißen Luft von 6 auf 9 Tonnen geſtiegen iſt.

5) Das Eiſen, welches man erhält, iſt gewöhnlich grau und brauchbar zum Guß; jedoch kann man auch durch einzige Veränderung des Beſchickungsverhältniſſes ein Produkt erhalten, welches ſich zur Stabeiſenfabrikation eignet.

6) Auf einigen Werken verlangt der Schmelzproceß weniger heiße als kalte Luft, ſo daß z. B. auf dem Clydewerk ein Gebläſe, das früher kaum drei Oefen verſorgen konnte, jetzt vier bedient. Jedoch iſt die Erſparniß an Bewegkraft zu den Gebläſen nicht proportional der verminderten Windmenge, weil die Ueberwindung des Reibungswiderſtands in dem Heizapparat und die Gegenwirkung der ſich durch die Wärme ausdehnenden Luft einen beſtimmten Theil der Bewegkraft in Anſpruch nimmt. Der letztere Nachtheil läßt ſich dadurch vermindern, daß man den Röhrendurchmeſſer vergrößert; auch iſt die letztere Vergrößerung deswegen erforderlich, damit die Geſchwindigkeit des in den Ofen eintretenden Windſtroms vermindert werde.

7) Wenn man durch Erhitzung der Gebläſeluft keine Verminderung der zuzuführenden Windmenge erhält, ſo muß die Bewegkraft des Gebläſes natürlich vermehrt werden.

8) Die Erhitzung der Gebläſeluft äußert einen ſogleich merkbaren Einfluß auf die Güte des Eiſens, die dadurch gehoben wird; die Gichten gehen langſamer nieder, jedoch wird wegen der größern aufgegebenen Erzmenge der Gang dennoch beſchleunigt.

9) Der Apparat, welcher aus verbundenen weiten Röhren, die den Wind aufnehmen und engen, in welchen er erhitzt wird, zuſammengeſetzt iſt (Fig. 1 ꝛc., 15 ꝛc. Taf. 32) ſcheint dem andern vorzuziehen zu ſeyn, in welchem Röhren von größerer Weite mit einander verbunden ſind, denn er verlangt einen kleinern Raum zur Aufſtellung, iſt billiger in der Einrichtung und erfordert weniger Brennmaterial als der letztere; auch iſt in weitern Röhren die Temperatur nicht in allen Punkten des Querſchnitts gleich groß, ſondern es befindet ſich in der Mitte ein Luftſtrom von geringerer Temperatur.

10) Um ſo viel als möglich die Geſchwindigkeit der der Einwirkung des Feuers ausgeſetzten Luft zu vermindern und zugleich den durch ihre Ausdehnung verurſachten Widerſtand zu vermeiden, muß der Querſchnitt der engen Röhren bei weitem größer ſeyn, als der der weitern, welche den Wind unmittelbar vom Gebläſe erhalten.

11) Der Rauminhalt der engen Röhren muß größer ſeyn als das in den Ofen geblaſene Luftvolumen, damit die Luft deſto länger der Einwirkung des Feuers ausgeſetzt bleibe und eine deſto höhere Temperatur erhalte.

12) Es iſt daher beſſer, um dem Apparate die gehörigen Dimenſionen geben zu können, ihn durch ein beſonderes Feuer zu erhitzen und nicht die vom Hohofen ſelbſt ausgehende Wärme zu benutzen.

13) Steinkohle, die reich an Koaks, trocken und anthracitähnlich iſt, kann noch ſelbſt in Hohöfen mit kalter Gebläſeluft angewendet werden.

14) Kohle, welche viel, etwa 30—35 Prozent flüchtige Beſtandtheile enthält, aber ſich nicht ſehr anhängt und während der Verbrennung die Form nicht ändert, kann, ohne verkoakt zu werden, in Hohöfen mit heißer Luft gebraucht werden.

15) Endlich ſcheint es, daß fette und bituminöſe Kohle, wie die Newkaſtler, ſelbſt bei Anwendung von heißer Luft, erſt verkoakt werden muß.

Was nun die in dem Dufrenoy'ſchen Bericht enthaltenen Einzelnheiten betrifft, ſo begnügen wir uns hier mit den wichtigſten, ohne namentlich gleich anfangs die einzelnen Verhältniſſe, welche auf dem Clyde- und Caldereiſenwerke Statt finden, aus einander zu ſetzen, indem wir dieſe aus unſerm oben erwähnten Werke Heft 1 S. 1 ꝛc., wo ſich auch die Abbildungen vorfinden, als bekannt vorausſetzen dürfen.

Zu Monkland bei Airdrie hat man den Apparat der Calderhütte (Fig. 15 Taf. 32), nur liegen die Verbindungsröhren horizontal, ſind alſo weniger lang und man kann die Temperatur nur bis 186° R. bringen. Früher brauchte man für jede producirte Tonne Roheiſen 7—8 Tonnen Kohle, jetzt aber 4 Tonnen Kohle zum Schmelzen, 6 Centner Kohle zum Erhitzen der Luft, 3 Tonnen 5 Cntr. Erz und 10 Cntr. Fluß. Die tägliche Produktion iſt 6 Tonnen und die Preſſung der Luft $2\frac{3}{4}$ Pfd.

In der Umgegend von Newcaſtle am Tyne iſt das Butterlyeiſenwerk zu bemerken, welches zwei Schachtöfen 55' hoch, vier Flammöfen, mehrere Kupolöfen hat und alles Roheiſen zu Gußwaaren verwendet. Die Röhren des Hitzapparats ſind 14'' weit, $1\frac{1}{2}$'' ſtark und werden 50' lang vom Feuer beſtrichen; die Preſſung iſt $1\frac{1}{2}$ Pfd. Zu einer Tonne Eiſen bedarf man vier Tonnen Kohlen zum Schmel-

Digitized by Google

zen, 6 Centner Stückkohle zum Erhitzen der Luft, 1 Tonne 13 Ctr geröſteten Stein und 1 Tonne Fluß (nämlich waſſerhaltigen Kalkmergel). Das tägliche Ausbringen beläuft ſich auf 7 Tonnen 17 Ctr. — Auf dem Tyneeiſenwerk wird viel Roheiſen zur Stabeiſenfabrikation verwendet und dieſes zu Keſſelplatten ausgewalzt; der Apparat und die erlangten Vortheile ſind die vorigen. Um im Kupolofen eine Tonne Eiſen mit heißer Luft zu ſchmelzen, gebraucht man 225 Pfd. Koaks.

In der Gegend um Mancheſter und Liverpool haben die Hütten zu Rant, Aydale, Laneend, Lilverdale u. ſ. w. den Apparat der Calderhütte; auf der zweiten erreicht man eine Temperatur von ungefähr 250° R., wodurch der Aufwand an Steinkohlen von 6 Tonnen auf 3½ Tonnen zurückgebracht, ſo wie der Fluß ebenfalls vermindert worden iſt; ſtatt 6 Tonnen hat ſich aber die Produktion auf 7 erhoben. Das Eiſen, das früher zur Hälfte von zweiter und dritter Qualität war, iſt jetzt meiſtens erſter Qualität.

Im Kohlenbaſſin von Derby befinden ſich große Eiſenwerke, von denen die von Butterly, Codnor-Park und Alydon mit heißer Luft ſchmelzen. Auf dem Butterlyeiſenwerke befindet ſich an drei Schmelzöfen für jedes Windrohr der Heizapparat, der aus 27″ weiten Röhren beſteht, die horizontal über einander liegen und paarweiſe durch Knieröhren verbunden ſind (Fig. 8 — 10 Taf. 32). Die letztern ſind an die erſtern durch Platten mit Schrauben befeſtigt und liegen außerhalb, ſind aber durch eine Backſteinmauerung vor Abkühlung geſchützt. Die Röhren ſind 1½″ dick und werden von dem unten angebrachten Feuer allſeitig umſpielt. Für jede Tonne Guß bedarf man in dieſem Apparate 62 Centner und bringt die Luft auf 145° R. Trotz dieſer niedern Temperatur ergibt ſich; daß man zu einer Tonne jetzt im Ganzen 2 Tonnen 18 Ctr. Kohle, 2 Tonnen 11 Ctr. Erz und 1 Tonne Fluß verbraucht, während früher beim Schmelzen mit Koaks 5 Tonnen 16 Ctr. Kohle, 3 Tonnen Erz und 1 Tonne Fluß erfordert wurden. Das Gebläſe verſah ſonſt zwei Oefen mit Wind, ſein Cylinder hatte 70″ Durchmeſſer, 8′ Hub und machte 13 Wechſel, während jetzt von einem Cylinder von 80″ Durchmeſſer, gleichem Hub und gleicher Anzahl von Spielen drei Oefen bedient werden. Früher brauchte man in der Minute 2500 Kubikfuß Luft, jetzt nur 2160; der Druck von 2¼ Pfund iſt nicht geändert; die Düſenöffnung iſt von 3 auf 2½″ reducirt worden. — Zu Codnor-Park hat ſich eine ähnliche Erſparniß an Brennmaterial ergeben; ſtatt der früher nothwendigen 5 Tonnen reichen jetzt 2 Tonnen 9 Cntr. hin, wozu noch 6 Cntr. zu Heizung des Apparats kommen; der letztere beſteht aus zwei über einander befindlichen weiten Röhren, in welchen ſich concentriſch mit den weiten engere befinden. Dieſe Röhren ſind ſo durch Knieſtücke mit einander verbunden, daß die vom Gebläſe kommende Luft durch

die innere Röhre geht, ſich am Ende derſelben ausbreitet, den hohlen Raum zwiſchen beiden Röhren durchläuft, in die zweite innere Röhre tritt und dann ebenfalls den hohlcylinderförmigen Raum derſelben durchläuft, um nach dem Ofen zu gehen. Dies Syſtem in einander geſchobener Röhren wandte man hauptſächlich an, um dem Nachtheile der vorigen Einrichtung zu entgehen, bei welcher ſich in der Mitte der weiten Röhre ein kälterer Luftſtrom vorfindet. Die weitern Röhren ſind von Gußeiſen, mit 30″ äußerm Durchmeſſer, 1½″ ſtark, die engern Röhren von Keſſelblech, $\frac{6}{10}$″ ſtark, 18″ im Lichten weit. Mit einem Aufwande von 6 Ctr. Kohle erhitzt man die Luft damit auf 164° R. In der Umgegend von Birmingham war erſt auf einem Werke bei Wednesbury das Schmelzen mit heißer Luft eingeführt. Der Heitzungsapparat ſteht über der Gicht, es befindet ſich nämlich auf demſelben ein gußeiſerner Cylinder, 4′ weit, 12′ hoch, um welchen ſich außen ein rechtſeitiges, von Keſſelplatten zuſammengefügtes Prisma von 6′ Durchmeſſer befindet, ſo daß zwiſchen beiden Oberflächen ein Zwiſchenraum von 1′ bleibt. Die Ausſtrahlung der Hitze hält äußere Mauerung ab. Die Luft des Gebläſes wird nun zuerſt in ein kreisförmig gebogenes Rohr geführt, vertheilt ſich aus demſelben in acht vertikale Röhren und tritt aus jeder dieſer Röhren durch ſechs engere Röhren in den innern Raum des oben aufgeſetzten Hitzgefäßes, aus welchem ſie durch einen 12′ entfernt ſtehenden Dampfmaſchinenſchornſtein, um Erkältung zu vermindern, nach dem Ausmündungspunkte geführt wird. Mit aller angewendeten Fürſorge kann man jedoch ſo die Temperatur nicht über 146° R. bringen und muß ſie nochmals in einem beſondern Heitzapparat erhitzen. Der letzte erfordert ungefähr 4 Centr. Kohle, wodurch ſich gegen die gewöhnliche Einrichtung nur eine Erſparniß von 3 Centrn. Kohle ergibt, die durch die Koſtbarkeit des Apparats und die ſehr häufigen Reparaturen mehr als aufgewogen wird. Früher brauchte man à Tonne Eiſen 3 Tonnen Koaks, was ſo viel beträgt, als 5 Tonnen 9 Ctr. Kohle und producirte täglich 6 Tonnen; jetzt braucht man 2 Tonnen 10 Ctr. zum Schmelzen, 4 Tonnen zum Heizen und erhält täglich 8 Tonnen. Die Luftmenge iſt nicht verändert, wohl aber iſt die Düſenöffnung von 2″ 9‴ auf 3″ 6‴ erweitert worden.

In Staffordſhire iſt ein mit rohen Steinkohlen betriebener Hohofen mit einem ganz zweckmäßig eingerichteten Apparat über der Gicht verſehen, der in meinem Handbuche des Maſchinen- und Fabrikweſens, 2. Theils, 1. Abth., S. 50 ꝛc. beſchrieben und in Figur 1—3, Taf. III. abgebildet worden iſt.

In Wales hat man an vielen Punkten die neue Verbeſſerung nicht eingeführt, weil man ſie zwar für Erzeugung von Roheiſen zur Gießerei gut, jedoch für die von ſolchen zum Verfriſchen nicht anwendbar hielt, obgleich die Werke von Newcaſtle, Codnor-Park,

Wednesbury ꝛc. dies widerlegen. Zu Dowlais und Penn-y-Darran richtete man einen Apparat vor, durch den man die Temperatur nur auf 120° R. brachte, wobei es zwar möglich war, die gewöhnlich angewendeten Koaks mit Steinkohlen zu vertauſchen, wobei man jedoch durch einen am Apparat eintretenden Unfall lernte, daß man eben ſo gut auch für kalte Luft die Steinkohlen anwenden könne, weshalb man ſich mit dieſem Vortheile begnügte. — Auf dem Wartagwerke konnte man die Temperatur bis 164° R. bringen, jedoch muß die bituminöſe Kohle, die 5 Proz. beim Verkohlen verliert, auch für heiße Luft erſt in Koaks verwandelt werden. Nichtsdeſtoweniger hat ſich bei Anwendung heißer Luft dadurch ein Vortheil ergeben, daß man zwar dieſelbe Menge an Koaks braucht, als früher, jedoch jetzt Koaks anwenden kann, von denen man aus 3 Tonnen Kohle ſo viel erhält, als früher aus 4 Tonnen 3 Ctr. Die Produktion iſt von 6 auf 8 Tonnen geſtiegen.

Zur Vergleichung der verſchiedenen Kohlenarten, welche ſich zum Schmelzen mit kalter oder heißer Luft eignen oder nicht eignen, fügen wir bei, daß die für kalte Luft ſchon im rohen Zuſtand anwendbare Kohle beſteht aus:

| | zu Dowlais, | Cyfartha, | Penn-y-Darran |
|---|---|---|---|
| Kohlenſtoff . . . . . . | 0,795 | 0,784 | 0,768 |
| Aſche . . . . . . . . | 0,030 | 0,028 | 0,032 |
| Flüchtigen Stoffen . . . . | 0,175 | 0,188 | 0,200 |

Die bei heißer Luft noch angewendete Steinkohle beſteht aus:

| | zu Clyde, | Calder, | Monkland, | Tipton, | Butterly, | Codnor-Park |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Kohlenſtoff . | 0,644 | 0,510 | 0,562 | 0,675 | 0,570 | 0,515 |
| Aſche . | 0,046 | 0,040 | 0,014 | 0,025 | 0,030 | 0,030 |
| Waſſer | 0,005 | 0,039 | 0,115 | | | |
| Gas . | 0,139 | 0,081 | 0,094 | 0,300 | 0,400 | 0,455 |
| Theer . | 0,166 | 0,330 | 0,215 | | | |

die Kohle aber, welche ſelbſt bei heißer Luft erſt verkoakt werden mußte, beſteht aus:

| | zu Birtly, | Tyne, | Aydale |
|---|---|---|---|
| Kohle . . . . . . . | 0,005 | 0,675 | 0,624 |
| Aſche . . . . . . . | 0,040 | 0,025 | 0,035 |
| Flüchtigen Beſtandtheilen . | 0,355 | 0,300 | 0,341 |

In Bezug auf Ausmittelung der Art und Weiſe, wie durch Anwendung heißer Luft ein ſo großer Vortheil herbeigeführt wird, läßt ſich wohl zuerſt der Satz aufſtellen, daß im Ofen ſelbſt eine höhere Temperatur Statt findet, als beim Gebrauche kalter Luft; alle äußern Anzeigen, die man hat, um unmittelbare Meſſung zu erſetzen, ſcheinen dies zu beſtätigen. Die Schlacke bäckt nicht an der Form an, der Glanz des Feuers iſt dem Auge faſt unerträglich,

die Schlacken ſind ſehr flüſſig und fließen leicht ab, das Eiſen iſt heißer und kann unmittelbar in die feinſten Formen gegoſſen werden. Die Menge von Eiſenſtein in der Beſchickung muß vermehrt, dagegen der Zuſchlag vermindert werden. Das letztere zeigt am deutlichſten, daß ſie die Temperatur erhöht haben muß, da die erdigen Beſtandtheile ſchon mit weniger Fluß ſchmelzen. Jedenfalls muß es auch als eine Folge der erhöhten Temperatur angeſehen werden, daß man Steinkohlen im rohen Zuſtand anwenden kann, deren Verwandlung in Koaks bei niederer Temperatur unabänderlich nothwendig iſt. Obgleich es nun zwar nicht möglich iſt, durch directen Verſuch die Erhöhung der Temperatur nachzuweiſen, ſo ſcheint doch auch die Analogie bei zwei Flüſſigkeiten von verſchiedener Temperatur dafür zu ſprechen, welche, wenn ſie zuſammengebracht werden, eine mittlere Temperatur hervorzubringen ſtreben. Dieſe Ausgleichung der Temperatur ſcheint doch in einiger Beziehung auf unſern Fall übertragen werden zu können, obgleich der Ofen ſich in einem ganz andern Verhältniß als eine Flüſſigkeit mit einer gewiſſen Temperatur befindet, da die Hitze, wenn nicht durch eine Miſchung, doch durch eine Vereinigung von Kohlenſtoff und Sauerſtoff erzeugt wird. Nimmt man nun auch dieſe Urſache für Erhöhung der Temperatur an, ſo könnte man ſie im Verhältniß des großen Unterſchieds zwiſchen der Temperatur des Ofens und der der eingeblaſenen Luft für viel zu gering halten; indeſſen wird ſich zeigen, daß dieſe Urſache nicht ſo unbedeutend iſt, als ſie anfänglich ſcheinen möchte. Wahrſcheinlich wirkt aber außer der vorhergehenden Temperaturausgleichung noch eine andere ſtärkere Urſache, die wir ebenfalls nicht weiter ſchätzen können; es ſind dies die Wirkungen chemiſcher Verbindungen, die bei der gewöhnlichen Temperatur des Hohofens nicht zu Stande kommen können, mit der Erſetzung der kalten Luft durch warme aber ſogleich eintreten. Wir ſahen ähnliche Beiſpiele täglich in unſern Laboratorien; Subſtanzen, auf welche bei der gewöhnlichen Lufttemperatur Säuren nur langſam und ſehr wenig einwirken, werden bei eintretender Erwärmung ſchnell und ſtark aufgelöſt und der ſo eingeleitete chemiſche Proceß wird wohl dann ſelbſt zur Wärmequelle. Vielleicht ereignet ſich Aehnliches im Schmelzofen. Das Bitumen und beſtimmte Gaſe, die bei der durch kalte Luft erzeugten Temperatur nicht brennen können, werden durch die ſchwache Temperaturerhöhung durch warme Gebläſeluft entzündet, die geringe Menge Rauch, welche aus der Gicht aufſteigt, wenn man mit rohen Kohlen ſchmelzt und die Farbe der Flamme berechtigen zu dem Schluſſe, daß Bitumen, Waſſerſtoffgas u. ſ. w. ganz verzehrt worden ſind. Dieſe ziemlich natürliche Annahme gibt denn nun auch darüber Aufſchluß, wie man bei verändertem Brennmaterialaufwand eine höhere Temperatur erlangen kann, indem ein Theil

des erſtern durch Stoffe erſetzt wird, deren Verbrennung bei niederer Temperatur unmöglich wird.

Daß aber die in den Ofen geblaſene Luft eine beträchtliche Kühlung hervorbringen muß, wird ſich aus folgender Schätzung ergeben. Werden in einem Schmelzofen in der Minute 2800 c' kalte Luft geblaſen, welche 214½ Pfund wiegen, ſo kann man die täglich durch den Ofen getriebene Luftmenge auf 140 Tonnen annehmen, während Kohle, Eiſenſtein und Zuſchlag nicht leicht mehr als 34 Tonnen betragen. Von dieſer Luftmaſſe, welche über vier Mal mehr Gewicht hat, als alle feſte Stoffe, erhält nun nur der fünfte Theil die Verbrennung und es iſt wohl glaublich, daß ſie eine bei weitem größere Erkältung des Schmelzofens hervorbringen muß, als wenn ſie auf 200° erhitzt eingeblaſen wird. Zugleich iſt aber noch des Vortheils der heißen Luft zu gedenken, daß man nur weniger bedarf, als früher kalte, wodurch die Abkühlung gegen früher ebenfalls vermindert wird; auf mehreren Hohöfen iſt der Bedarf von 2800 c' auf 2100 reducirt worden, wodurch ſich alſo der Menge nach eine Veränderung der Erkältung um 25 Proz. ergibt.

Ohne nun die Wiſſenſchaft durch ungefähre Schätzungen des Einfluſſes aller angegebenen Urſachen hintergehen zu wollen, läßt ſich doch ſo viel hier anführen: Nennt man die ſpecifiſche Wärme des Waſſers 1, ſo iſt die der atmoſphäriſchen Luft 0,2669; es kann daher 1 Pfund Luft, welches die Temperatur der auf dem Clydeeiſenwerk eingeblaſenen Luft hat, nämlich 258° R., 0,733 Pfund Waſſer auf 80° erhitzen und die Wärme, welche dazu gehört, um 266,8 Pfd. Luft (= der in der Minute eingeblaſenen Menge) von 8° auf 256° zu erhitzen, iſt eben ſo groß als die, welche 195,6 Pfd. Waſſer von 0 bis 80° erhitzt. Die Menge der bei demſelben Ofen aufgegebenen Kohle beträgt ungefähr 50 Pfd., wofür nach Abzug von Aſche u. ſ. w. nur 43,4 Pfd. verbrennender Kohlenſtoff gerechnet werden ſoll; die vollſtändige Verbrennung dieſer Kohle bringt eine Wärme hervor, durch welche 3132 Pfd. Waſſer von 0 bis 80 erhitzt werden kann; daher beträgt die Erhöhung der Temperatur durch die warm eingeblaſene Luft in dieſem Falle den ſechszehnten Theil der ganzen bei Verbrennung der Kohle hervorgebrachten Wärme.

Wir müſſen ſchließlich noch des von dem Bergingenieur Cabrol (früher Direktor der Eiſenwerke zu Decazeville) erfundenen Lufterhitzungsapparats „mit reducirenden Gaſen" erwähnen, der auf den Hütten zu Alais im Garddepartement, ſo wie auch zu Decazeville im Aveyrondepartement in Frankreich, mit großem Vortheil angewendet worden ſeyn ſoll. Da aber eine kurze Beſchreibung nicht genügt, die Anwendung des Apparats auch bis jetzt nur auf wenige Werke beſchränkt geblieben iſt, ſo verweiſe ich auf mein oft erwähntes Werk „über den Betrieb mit erhitzter Luft," Heft 3,

Digitized by Google

S. 114 ꝛc.; Heft 4, S. 1 ꝛc., 25 ꝛc., 74 ꝛc.; Heft 5, S. 69 ꝛc. Am letztern Ort iſt eine genaue Beſchreibung und Abbildung des etwas complicirten Apparats mitgetheilt worden.

## Bemerkungen über die Reduction der Eiſenerze in den Schachtöfen bei heißem und kalten Wind und bei rohem und verkohlten Brennmaterial *).

In jedem Schachtofen wird der Reductions- und Schmelzproceß auf die Weiſe unterhalten, daß abwechſelnde Schichten von Brennmaterial und von dem zu verſchmelzenden Haufwerk nach und nach vor der Form niederſinken. Dort findet der höchſte Grad der Hitze im Ofen Statt, welche ſich im ſtets abnehmenden Verhältniß bis zur Gicht des Ofens vermindert, obgleich die Gichthöhe ſelbſt, wegen der Berührung mit der Atmoſphäre, die dort den Proceß des Verbrennens unterhält, nicht immer der kälteſte Theil des Schachts iſt. Es iſt nothwendig, das Brennmaterial und das Erz ſchichtenweis und nicht mit einander gemengt im Ofenſchachte niedergehen zu laſſen. Durch das Vermengen würde ſich die Hitze ſehr unregelmäßig im Schachte verbreiten und dieſe Verbreitung würde von dem zufälligen Umſtand abhängig ſeyn, ob ſich auf einzelnen Punkten mehr Brennmaterial oder mehr Erz angehäuft habe, wogegen bei einer regelmäßigen Schichtung Reduction und Erhitzung bis zum beginnenden Schmelzen oberhalb der Form ſtufenweis fortſchreiten. Man hat zwar behauptet, daß in ſolchen Fällen, wo nicht blos eine Schmelzung, ſondern auch eine Reduction Statt finden ſoll, die letztere durch eine vollſtändigere Berührung des Erzes mit dem brennbaren Körper befördert werde und aus dieſem Grunde die Rathſamkeit einer Vermengung beider Körper gefolgert; allein es iſt bekannt, daß die Reduction nur auf der Oberfläche eines Körpers eingeleitet werden darf und daß ſie ſich bis in das Innere deſſelben fortpflanzt, ohne daß dort eine unmittelbare Berührung mit dem reducirenden Körper nöthig wäre. Auf die durch le Play neuerdings angegebene Weiſe wird jedoch das oxydirte Eiſen in den Ofenſchächten unbezweifelt nicht reducirt, indem das aus der Einwirkung des kohlenſauren Gaſes auf die glühenden Kohlen im Ofenſchachte ſich bildende Kohlenoxydgas zu ſchnell aus der Gicht des Ofens zu entweichen Gelegenheit findet, das oxydirte Eiſen auch überall mit glühenden Kohlen umgeben iſt, durch welche die Reduction unmittelbar eingeleitet werden kann, ohne daß es dazu erſt der Zerſetzung eines Gaſes be-

*) Nach einer Abhandlung des Hrn. Geh. Raths Karſten in ſeinem Archiv, 2. Reihe, Bd. 12, S. 520 ꝛc. aus dem polytechn. Centralbl. 1839, S. 364 ꝛc.

dürfte, die außerdem unter Umſtänden erfolgen müßte, unter welchen mehr die Bildung als die Zerlegung deſſelben veranlaßt wird.

Das Niederſinken des Brennmaterials mit dem Erz in abgeſonderten Schichten verzögert alſo die Reduction nicht, trägt aber zur gleichmäßigen Verbreitung der Hitze von der Form bis zur Gicht ganz weſentlich bei. Dieſe regelmäßige Zunahme der Temperatur iſt es, wodurch das gleichmäßige Niederſinken der Schichten, welches man einen guten Gang des Ofens nennt, herbeigeführt wird. Verbreitet ſich die Hitze durch irgend eine Veranlaſſung unregelmäßig, ſo entſteht die Erſcheinung, welche man das Hängenbleiben oder Kippen der Gichten genannt hat. Es kann ſich dabei an einzelnen Stellen eine ſehr ſtarke Hitze entwickeln, die aber nur für die Wände des Schachts nachtheilig wird und nicht hinreicht, die zuſammengehäuften Maſſen des zu verſchmelzenden Haufwerks in Fluß zu bringen. Mit der größern Höhe und mit dem größern räumlichen Inhalte des Schachts wächſt dann die Gefahr des Erſtickens, indem die nicht hinreichend zu erhitzenden, zuſammengeſinterten Maſſen zu erſtarren anfangen und das regelmäßige Niedergehen der Kohlen in den Schmelzraum verhindern. Man kann annehmen, daß die ganze Quantität des Sauerſtoffs der atmoſphäriſchen Luft, welche durch die Form in den Ofen ſtrömt, bei dem günſtigſten Gange des Ofens durch diejenige Kohlengicht abſorbirt wird, welche ſich gerade vor oder über der Form im Schmelzraume befindet. Die zunächſt nach Oben folgenden Gichten werden alſo nicht mehr durch das unmittelbare Verbrennen des Brennmaterials durch den Sauerſtoff der Gebläſeluft erhitzt werden können, weil derſelbe ſchon vollſtändig abſorbirt ſeyn muß, ſondern die Erhitzung dieſer Gichten wird nur durch die glühenden Gasarten erfolgen, welche ſich als das Reſultat des Verbrennungsproceſſes im Schmelzraum entwickeln und aus der Gicht des Schachts ausſtrömen. Es ſind alſo die im Schmelzraume gebildeten glühenden Gasarten, welche, indem ſie ihre Wärme an die Schichten von Brennmaterial und Erz abſetzen, durch welche ſie ſich einen Weg bahnen müſſen, ſehr weſentlich dazu beitragen, die Reduction und die Schmelzung der Erzgichten vorzubereiten. Die Reduction muß ſchon vollendet ſeyn, ehe die Erzgichten den Schmelzraum erreichen, weil ſonſt ein Theil des Erzes unreducirt mit in die Schlacke übergehen würde. Die glühenden Gasarten werden folglich eine eben ſo große Quantität Brennmaterial erſetzen, als erforderlich ſeyn würde, um durch den Verbrennungsproceß ſo viel Hitze zu entwickeln, als die Gasarten an die Erz= und Kohlengichten abgeben.

Im Schmelzraume, nämlich vor den Formen, kann ſich wegen des vorhandenen freien Sauerſtoffs nur kohlenſaures Gas erzeugen. Dieſes Gas ſowohl als das unzerſetzt bleibende Stickgas der Gebläſeluft befinden ſich in einem ſo hohen Grade der Temperatur, daß

ſie die zunächſt über dem Schmelzraume befindlichen Gichten noch in Weißglühhitze verſetzen und daß daher in einer ſo geringen Höhe über der Form die Bildung des Kohlenoxydgaſes durch die Einwirkung der im Schmelzraume gebildeten Kohlenſäure auf die weißglühenden Kohlen eben ſo wenig erfolgt, als durch die Reduction der noch unreducirt gebliebenen Antheile des Eiſenerzes. Je mehr aber die Entfernung von der Form zunimmt und je mehr Wärme die glühenden Gasarten folglich ſchon an die Schichten abgeſetzt haben, in denen ſie aufſteigen, deſto mehr wird die Bildung des Kohlenoxydgaſes befördert. Zum Theil wird ſich allerdings die aus den tiefern Schichten nach oben entweichende Kohlenſäure durch Aufnahme von Kohle aus den nur noch rothglühenden Schichten des Brennmaterials, etwa in der Höhe des Kohlenſacks und unmittelbar über demſelben, in Kohlenoxydgas umändern; allein die eigentliche Quelle für die Bildung dieſes Gaſes iſt in der Reduction des oxydirten Erzes durch die rothglühende Kohle zu ſuchen und die Menge des ſich bildenden Kohlenoxyds wird um ſo größer ſeyn, je weiter bis zur Ofengicht hinauf durch die Temperatur in den obern Theilen des Schachts die Reduction des Erzes noch erfolgen kann. Es iſt aber einleuchtend, daß zur Reduction eines Oxyds gerade noch ein Mal ſo viel Kohle erforderlich iſt, wenn die Reduction unter Umſtänden erfolgt, welche die Bildung von Kohlenoxydgas veranlaſſen, als wenn ſie unter Umſtänden Statt findet, welche die Bildung von Kohlenſäure begünſtigen. Kaum kann es daher zweifelhaft ſeyn, daß die zur Reduction des Oxyds in den Ofenſchächten erforderliche Quantität Kohle vorzugsweiſe von dem Verhältniß abhängig bleibt, in welchem ſich kohlenſaures Gas oder Kohlenoxydgas bilden. Bei einem regelmäßigen Gange des Ofens verändern ſich dieſe Umſtände nicht und der Aufwand an Brennmaterial bleibt daher unverändert. Gäbe es ein Mittel, die Bildung des Kohlenoxydgaſes zu verhindern, ſo würde dies zugleich das Mittel ſeyn, die Reduction des Erzes mit einem Brennmaterialaufwande zu bewerkſtelligen, welcher der möglichſt geringſte ſeyn würde.

Wenn durch eine beſondere Konſtitution der atmoſphäriſchen Luft, durch welche der Verbrennungsproceß erſchwert wird, oder durch weite Schmelzräume, in denen der Wind aus dem Gebläſe nicht mehr koncentrirt zuſammengehalten werden kann, oder durch einen beſondern Umſtand, welcher das Entweichen der Gasarten aus dem Schmelzraum entweder zu ſehr beſchleunigt oder zu ſehr verzögeet, der regelmäßige Gang der Schmelzarbeit unterbrochen wird, ſo beſchränkt ſich die Einwirkung der in den Schmelzraum geführten Gebläſeluft nicht auf die ſo eben niedergehende Kohlengicht, ſondern ein mehr oder minder beträchtlicher Antheil derſelben tritt unzerlegt in die nächſt höhern Schichten. Der Erfolg dieſes Verhaltens wird darin beſtehen, daß denjenigen Schichten des Brennmaterials, welche

nur durch glühende und von Sauerſtoffgas ganz befreite Gasarten erhitzt werden ſollten, noch freier Sauerſtoff zugeführt, daß alſo die Verbrennung des Brennmaterials durch ungebundenen Sauerſtoff und nicht durch den gebundenen Sauerſtoff des zu reducirenden Erzes bewerkſtelligt wird. Abgeſehen davon, daß der eigentliche Schmelzraum nun nicht mehr gehörig erhitzt, alſo die Scheidung des reducirten Metalls von der Schlacke nur unvollſtändig bewirkt werden kann, wird ſich auch die Wirkung des freien Sauerſtoffs der Gebläſeluft noch in den höhern Theilen des Ofenſchachts geltend machen. Statt einer progreſſiv nach oben abnehmenden Hitze werden die Schichten des Brennmaterials in den obern Schachthöhen keiner bedeutend geringern Temperatur ausgeſetzt ſeyn, als die tiefern Schichten, obgleich die Hitze im Schacht im Allgemeinen aus dem Grunde geringer ſeyn kann, wie bei dem vorhin betrachteten regelmäßigen Ofengange, weil der Proceß der Verbrennung ſich auf einen weit größern Raum erſtreckt und durch den Verbrennungsproceß noch Glühhitze in denjenigen Schachthöhen entwickelt wird, in welchen die Temperatur bei einem regelmäßigen Gange ſchon ſo geſunken iſt, daß ſie zur Reduction des Erzes nicht mehr zureicht. Die verſchiedenen Schichten des Brennmaterials im Ofenſchachte befinden ſich alſo in Verhältniſſen, durch welche die Bildung des Kohlenoxydgaſes ganz beſonders begünſtigt wird. Es wird folglich bei einem unregelmäßigen Gange des Ofens mehr Kohlenoxydgas und weniger kohlenſaures Gas als bei einem regelmäßigen Betriebe gebildet werden müſſen.

Die Anwendung des hier dargeſtellten Erfolgs auf die Wirkung der heißen Gebläſeluft liegt ſehr nahe. Die erhitzte Luft beſchleunigt mehr als die kalte den Proceß des Verbrennens; es werden alſo bei der Anwendung des heißen Winds diejenigen Erfolge vorzugsweiſe eintreten, welche ſo eben bei Betrachtung eines regelmäßigen Ofengangs dargeſtellt worden ſind, nur daß ſie ſich in einem noch höhern Grade durch bedeutende Erhöhung der Temperatur im Schmelzraum und durch ſchnellere Abnahme derſelben im Schachte des Ofens zu erkennen geben müſſen. Die Bedingungen zur Bildung des Kohlenoxydgaſes werden eben dadurch vermindert und es muß ſich bei heißem Winde mehr kohlenſaures Gas und weniger Kohlenoxydgas als bei kaltem Winde bilden, woraus ſich dann der geringere Verbrauch an Brennmaterial bei der Anwendung der erhitzten Luft ebenfalls erklärt. Daß aber auch bei der Anwendung der nicht erhitzten Gebläſeluft eine ſtärkere Preſſung des Winds und engere Dimenſionen des Schmelzraums eine Erſparung an Brennmaterial zur Folge haben müſſen, beruht auf denſelben Gründen.

Der mehr oder weniger vollkommene Verbrennungsproceß im Schmelzraum iſt von dem Umſtand: ob das Brennmaterial im verkohlten Zuſtand angewendet wird, völlig unabhängig; indem die Ver-

kohlung im Ofenſchachte ſchon früher erfolgt, ehe das Brennmaterial den Schmelzraum erreicht. Aber durch die Anwendung des nicht verkohlten Brennmaterials wird durch die ſtarke Dampfentwickelung bei dem Proceſſe der Verkohlung im Ofenſchacht eine Quantität Wärme gebunden, welche bei der Anwendung des verkohlten Brennmaterials zur Erhitzung der obern Erz- und Kohlenſchichten verwendet worden ſeyn würde. Die Folge davon wird eine ſtärkere Abkühlung des Schachts in dem zwiſchen der Gicht und der Raſt befindlichen Theile desſelben ſeyn, ſo daß die Reduction des Erzes im Ofenſchacht bei der Anwendung des nicht verkohlten Brennmaterials in tiefern Schichten, dann aber auch bei ungleich höhern Temperaturgraden erfolgt. Dies ſind diejenigen Umſtände, unter welchen ſich vorzugsweiſe kohlenſaures Gas und nicht Kohlenoxydgas bei der Reduction des Eiſenoxyds bildet. Nächſt dem wird aber auch die Höhe der rothglühenden Säule, in welcher das aus den tiefern Schichten und beſonders aus dem Schmelzraum entwickelte kohlenſaure Gas in die Höhe ſteigen muß, bedeutend verringert und das kohlenſaure Gas gelangt ſehr bald in ſo ſtark abgekühlte Schichten, daß die Umänderung desſelben in Kohlenoxydgas nicht mehr erfolgen kann.

Läßt ſich aus dieſer einfachen Betrachtung der Grund der bedeutenden Erſparung an Brennmaterial durch die Anwendung desſelben im nicht verkohlten Zuſtande ſehr klar und ungezwungen und ganz in Uebereinſtimmung mit den Erſcheinungen entnehmen, welche der Betrieb der Oefen mit verkohltem und mit nicht verkohlten Brennmaterial darbietet, ſo würde daraus die Folgerung gezogen werden müſſen, daß ſich durch die Anwendung des lufttrocknen Holzes eine ungleich größere Erſparung an Brennmaterial bewirken laſſen müſſe, als durch die Anwendung des halbverkohlten Holzes. Ohne Zweifel wird aber die Abkühlung der Schächte im erſten Fall in einem zu hohen Grade bewirkt, ſo daß das Erz zu ſpät zur Reduktion gelangt. Nächſtdem ſind die mechaniſchen Hinderniſſe zu berückſichtigen, welche durch das ſtarke Schwinden des lufttrocknen Holzes beim Verkohlen herbeigeführt werden, indem dadurch Veranlaſſung zum Durchrollen der Erze und zum Kippen der Gichten gegeben wird. Die ſtarke Dampfentwickelung bei der Anwenduug von unverkohlten Brennmaterialien iſt es aber auch, welche auf den Betrieb des Ofens ſehr ſtörend einwirkt, wenn das ſchnelle Abziehen der Dämpfe aus der Gicht erſchwert wird. Daher werden weder ſolche Brennmaterialien, die nur geringe Zwiſchenräume geſtatten (zerkleinerte Steinkohlen), noch ſolche Eiſenerze, die wegen ihrer ochrigen und mulmigen Beſchaffenheit zu dicht über einander liegen, zur Anwendung von unverkohltem Brennmaterial geeignet ſeyn, indem ſie den Gaſen und den Dämpfen den Austritt aus der Gicht erſchweren. Endlich ergibt ſich, daß die Anwendung der nicht verkohlten Brennma-

terialien nothwendig Ofenſchächte mit nicht zu weiten Gichtöffnungen erfordert, um die Gaſe und Dämpfe durch einen ſtarken Luftzug von unten nach oben ſchnell zu entfernen.

## Benutzung der aus den Eiſenhohöfen entweichenden Flamme zu hüttenmänniſchen Zwecken im Allgemeinen und zur Bewegung von Dampfmaſchinen insbeſondere.

Die Luft, welche im Innern der Oefen zur Verbrennung gedient hat und die keinen freien Sauerſtoff mehr enthält, ſtrömt im Gemenge mit allen während der Operation gebildeten Gaſen und Dämpfen aus und nimmt eine gewiſſe Wärmemenge mit ſich, welche von der Temperatur, die ſie in der Gicht beſitzt, angedeutet wird. Die ſtete und ſehr ſchnelle Erneuerung der atmoſphäriſchen Luft, welche in großer Menge und mit bedeutender Geſchwindigkeit in den Ofen geführt wird, veranlaßt eine ſehr ſchnelle Verbrennung, eine hohe Temperatur in dem Innern und eine große Menge von mehr oder weniger erhitzten Gaſen und Dämpfen, die zum Theil außerhalb der Oefen verbrennen. Sie bilden die ſogenannte Gichtflamme, welche bis neuerlich gänzlich unbenutzt blieb.

Hr. Prof. Bunzen zu Marburg wirft in einer vortrefflichen Abhandlung über die gasförmigen Produkte des Hohofenproceſſes und ihre Benutzung als Brennmaterial *), welche die Reſultate der von ihm, mit Hrn. Hütteninſpektor Pfort auf der Churfürſtl. Heſſeſchen Hütte zu Veckerhagen angeſtellten Verſuche enthält, die Frage auf: Zu welchen Zwecken laſſen ſich die Gichtgaſe am vortheilhafteſten benutzen? und beantwortet ſie wie folgt:

Schließen wir jede ferner liegende Verwendung aus und beſchränken wir uns zunächſt auf den Eiſenhüttenproceß ſelbſt, ſo dürfen wir hoffen, die Gaſe benutzen zu können

1) zum Graueiſen- und Rohſtahleiſenſchmelzen;
2) zur Feuerung das Gebläſe treibender Dampfmaſchinen;
3) zur Produktion der für den Ofen nöthigen Kohlen **).

Ad 1. Wenn man von dem Umſtand ausgeht, daß im Veckerhagener Hohofen 5244 Pfd. Kohlen in 24 Stunden verbrannt werden und daß der frühern Betrachtung zufolge 3933 Pfd. davon bisher mit den Gichtgaſen verloren gegangen ſind, ſo ergibt ſich leicht die Menge des Eiſens, welche ſich durch dieſes verlorene Brennmaterial würde ſchmelzen laſſen. Beim Flammofenbetriebe werden

---

*) Poggendorffs Annalen, Bd. 46, S. 193 ꝛc. und polytechniſches Centralblatt, 1839 S. 424 ꝛc.

**) 2 und 3 ſind in Frankreich bekanntlich bereits praktiſch ausgeführt.

nämlich zu Veckerhagen auf 100 Pfd. Eiſen 40,19 Pfd. lufttrocknes Holz erfordert. Nähme man ſelbſt an, daß der ganze Kohlengehalt dieſes Holzes realiſirt werden könnte, ſo würde daſſelbe einem Kohlenquantum von 1546 Pfd. gleich kommen. Durch dies mit den Gichtgaſen verlorene Brennmaterial würden daher nicht weniger als 254 Ctr. Eiſen in 24 Stunden geſchmolzen werden können.

Allein die Möglichkeit einer ſolchen Benutzung der Gaſe zum Flammenofenbetriebe hängt nicht ſowohl von der Quantität der vorhandenen Wärme, als vielmehr von ihrer Intenſität ab. Denn ſteigt die Temperatur der durch die Gichtgaſe erzeugten Flamme nicht um ein Erhebliches über den Schmelzpunkt des grauen Eiſens, d. h. über 1200°, ſo iſt ſie, wie groß auch das erzeugte *Wärmequantum* ſeyn mag, für dieſen Zweck völlig unbrauchbar. Wir müſſen daher zunächſt die Temperatur beſtimmen, welche die Flamme des brennenden Gasgemengs beſitzt.

Ein Kilogramm der brennenden Gaſe gibt, nach der zur Verbrennung nöthigen Menge Sauerſtoff berechnet, 640,86 Wärmeeinheiten. Dieſe Wärmemenge wird im Momente ihrer Entſtehung einem 2,0206 Th. betragenden Gasquantum mitgetheilt, das aus den Verbrennungsprodukten jenes Gaſes und dieſer 1,0206 Kil. Luft beſteht. Wäre dieſe Wärme einem gleichen Gewicht oder 2,0206 Theilen Waſſer zugeführt, ſo werde dieſes dadurch auf 317°,26 erhitzt ſeyn. Da nun die Temperaturen, auf welche gleiche Gewichte verſchiedener Körper durch daſſelbe Wärmequantum erhoben werden, umgekehrt ihren reſpektiven ſpecifiſchen Wärmen proportional ſind, ſo erhält man die Temperatur des brennenden Gasgemengs, wenn man die oben gefundene Zahl 317°,2 durch die ſpecifiſche Wärme der gebildeten Verbrennungsprodukte dividirt. Die ſpecifiſche Wärme des verbrannten Gasgemengs iſt, nach der Analyſe berechnet, = 0,2686.

Die Temperatur, welche die erkalteten Gaſe im günſtigſten Falle bei der Verbrennung mit kalter Luft erreichen können, iſt daher $\frac{317,2}{0,2686}$ oder 1180° C. Da das Roheiſen, nach *Pouillet*, erſt bei 1200° C flüſſig wird, ſo ergibt ſich aus den bisherigen Betrachtungen, *daß die erkalteten, mit kalter Luft verbrannten Hohofengaſe nicht zum Eiſenſchmelzen benutzt werden können.*

Es iſt nun die Frage, ob durch Verbrennung dieſer Gaſe mit erhitzter Luft die Intenſität der Wärme bis zum Schmelzpunkte des Eiſens geſteigert werden könne. Nehmen wir an, daß die zur Verbrennung von 1 Kilogr. Gas nöthigen 1,0206 Kilogr. Wind vorgängig auf 200° C erhitzt worden, wie es gewöhnlich der Fall iſt, ſo ſind zu dieſem Zwecke 54,78 Wärmeeinheiten erforderlich. 1 Kil.

des verbrannten Gasgemengs, deſſen ſpecifiſche Wärme 0,2686 beträgt, erleidet daher eine Temperaturerhöhung durch dieſe 54,78 Wärmeeinheiten, welche gleich iſt $\frac{54,78}{0,2686}$. Die Temperaturerhöhung des geſammten, 2,0206 Kil. ausmachenden Gasgemengs wird daher $\frac{54,78}{0,2686 \times 2,0206}$ oder 100°,9 C betragen. Bei Anwendung der erhitzten Luft iſt daher die Temperatur des brennenden Gaſes 100,9 + 1180 oder 1280°,9 C, woraus abermals folgt, daß die kalten, mit erhitzter Gebläſeluft verbrannten Hohofengaſe ebenfalls nicht zum Eiſenſchmelzen benutzt werden können, weil die Temperatur unter den günſtigſten Umſtänden nur 80° C über den Schmelzpunkt des Eiſens ſteigt*).

Die letzte und wichtigſte Frage iſt die: Ob durch die Verbrennung der Gaſe, in dem glühenden Zuſtande, wie ſie dem Ofenſchacht entſtrömen, die zum Einſchmelzen nöthige Temperatur erreicht werden könne?

Um dieſe Frage zu entſcheiden, iſt es nothwendig geweſen, eine Temperaturmeſſung der in einer Tiefe von 5 Fuß im Ofenſchachte vorkommenden Gaſe anzuſtellen. Es wurde deshalb ein 142,3 Grm. wiegender, 2″ breiter Kupferſtreifen von der Dicke eines Kartenblatts dazu benutzt, welcher ſpiralförmig dicht auf einander gewanden und an einem langen geglühten Klavierdrahte befeſtigt war. Die große Oberfläche, welche ein ſolcher aufgewundener Streifen darbietet, bewirkt, daß, wenn man ihn, ſelbſt in glühendem Zuſtand, in kaltes Waſſer einſenkt, in weniger als 30 Sekunden eine völlige Ausgleichung der Temperaturen Statt findet. Taucht man dieſe Rolle bei verſchiedenen Erhitzungen in dieſelbe Menge kalten Waſſers unter denſelben Umſtänden ein, ſo wird ſich die Wärmezunahme der Flüſſigkeit wie die Temperatur der abgekühlten Rolle verhalten. Hat man aber die Wärmezunahme des Waſſers für eine niedere, mit dem Termometer meßbare Temperatur der Rolle beſtimmt, ſo läßt ſich jede andere höhere Temperatur derſelben aus der Wärmezunahme des Waſſers durch eine einfache Proportion finden, wenn man, was ohne erheblichen Fehler geſchehen kann, die geringe Zunahme der Wärmecapacität des Kupfers bei höhern Temperaturen vernachläſſigt. Die Abkühlung der Rolle geſchah in einem dünnen

---

*) Dieſes Reſultat iſt ſeitdem durch einen zu Veckerhagen angeſtellten Verſuch beſtätigt worden, bei welchem die durch ein 6zölliges, ſenkrecht 7 Fuß tief in den Ofenſchacht geſenktes Rohr gegen 60 Fuß weit fortgeführten und mit erhitzter Luft in einem kleinen Flammofen verbrannten kalten Gaſe eine Schmelzung des Eiſens bewirkten, wobei daſſelbe indeſſen nicht den nöthigen Grad der Flüſſigkeit erlangte, um abgeſtochen werden zu können.

Glaskolben, der bis zu $\frac{3}{4}$ mit 714 Grm. Waſſer angefüllt und deſſen Abkühlung an der Luft bei verſchiedenen Temperaturdifferenzen vorher genau ermittelt war. Das bei dem Verſuche benutzte Thermometer hatte einen Umfang von 40° und geſtattete noch eine Ableſung von $\frac{1}{100}$ Grad der Centeſimalſkale. — Man fand nach dieſer Methode, daß die Temperatur des Ofens in einer Tiefe von 5 Fuß 993°,5 beträgt. Jedenfalls kann die Temperatur nicht niedriger ſeyn als die gefundene, da die ſämmtlichen Beobachtungsfehler verringernd auf jene Zahl einwirken. Zu bemerken iſt ferner, daß wegen des Offenhaltens des Gichtdeckels die Temperatur des Winds bei dem Verſuche bis auf 110° geſunken war, woraus ſich ſchließen läßt, daß bei gewöhnlichem Gange des Ofens die Hitze an jenem Punkt ohne Zweifel mehr als 1000° beträgt. Um den Einfluß dieſer Temperatur auf die Erhitzung der brennenden Gaſe zu beſtimmen, müſſen wir zunächſt abermals ihre Wärmecapacität ermitteln:

| | | | |
|---|---|---|---|
| Stickſtoff | 0,6090 | liefert als Theil der ſpec. Wärme | 0,1665 |
| Kohlenſäure | 0,0545 | = = = = = = | 0,0120 |
| Kohlenoxyd | 0,3246 | = = = = = = | 0,0769 |
| Waſſerſtoff | 0,0016 | = = = = = = | 0,0053 |
| Kchlenwaſſerſtoff | 0,0103 | = = = = = = | 0,0043 |
| | 1,000 | des Gasgem. beſitzt alſo eine ſp. W. | 0,2650 |

Um 1 Kil. der Gaſe auf die Temperatur 1000° zu erheben, werden mithin 1000 × 0,265 oder 265 Wärmeeinheiten erfordert. Dieſe vertheilen ſich auf das 2,0206 Kil. betragende Gasquantum der Verbrennungsprodukte, welche, wenn ſie aus Waſſer beſtänden, eine Temperaturerhöhung von $\frac{265}{2{,}0206} = 131^{\circ}{,}1$ dadurch erleiden würden. Da nun die Wärmecapacität der Verbrennungsprodukte 0,2686 beträgt, ſo beläuft ſich der Zuwachs an Wärme, welchen die Flamme durch die urſprünglich höhere Temperatur der ſie bildenden Gaſe erleidet, auf $\frac{131^{\circ}{,}1}{0{,}2686}$ oder 488°. Bei der Verbrennung mit kalter Luft erreichen daher die erhitzt aus der Gicht ſtrömenden verbrennenden Gaſe eine Temperatur von 1668°, die durch Anwendung von erhitzter Gebläſeluft auf 1769° noch geſteigert werden kann. Als Endreſultat dieſer Unterſuchung ergibt ſich daher die Thatſache, daß die Hohofengaſe bei der Temperatur, bei welcher ſie dem Schacht entſtrömen, mit kalter, beſonders aber mit erhitzter Luft verbrannt, ſich zum Eiſenſchmelzen ſehr gut eignen.

Erlauben es die Raumverhältniſſe des Hohofens nicht, ſolche Gasöfen, wie man ſie nennen könnte, am obern Theile der Rauhmauer anzubringen, ſo wird man doch noch ſehr bedeutende Vor=

theile dadurch erlangen können, daß man die Gaſe durch Röhrenleitungen in den herkömmlichen, zum Einſchmelzen beſtimmten Flammöfen leitet und mit dem üblichen Brennmaterial verbrennt. Eine geringe Menge des letztern wird in dieſem Falle hinreichen, um den Gaſen die zum Eiſenſchmelzen nöthige Temperatur wieder zu ertheilen, wenn ſie ſolche bei ihrer Fortleitung verloren.

Ad 2. Ein Hohofen von der Größe des Beckerhagener bedarf zum Betriebe des Gebläſes ohngefähr 2 Pferdekräfte. Es erfordert aber eine dieſer Kraft entſprechende Henſchel'ſche Dampfmaſchine ſtündlich zu ihrer Feuerung 35 Pfd. Buchenholz. Nehmen wir ſelbſt an, daß der ganze im Holz enthaltene Kohlengehalt bei der Verbrennung realiſirt werden könnte, ſo entſprechen dieſe 35 Pfd. Holz 13 Pfd. Kohlen. Nun aber werden, den frühern Angaben zufolge, 218,5 Pfd. ſtündlich im Hohofen verbrannt. ¾ davon, oder 163,8 Pfd., gehen bei dem jetzigen Hohofenbetriebe verloren; 13 iſt aber nahe der 12. Theil von 163,8. Es ergibt ſich daher aus dieſer Betrachtung, daß **höchſtens $\frac{1}{12}$ des bisher verlorenen Brennmaterials eine Dampfkraft zu erzeugen im Stande iſt, welche zum Betribe des Hohofengebläſes hinreicht.** Es läßt ſich mit Beſtimmtheit vorausſehen, daß eine noch weit geringere Menge des Brennmaterials für den beabſichtigten Zweck genügen werde.

Ad 3. Was endlich die Benutzung der Gichtflamme zur Produktion des für den Hohofen ſelbſt nöthigen Kohlenbedarfs anbelangt, ſo hat ſich nicht nur die Möglichkeit, ſondern auch der große praktiſche Werth einer ſolchen Anwendung bereits in der Erfahrung bewährt. Wie hoch ſich aber die dadurch erlangten Vortheile belaufen und in welchem Verhältniſſe ſie zu dem bereits angeführten ſtehen, erfordert eine neue Experimentaluntersuchung, welche den Gegenſtand einer beſondern Arbeit ausmachen wird.

Bis ganz neuerlich (1831 oder 1832) blieb aber die Gichtflamme ganz unbenutzt. Kalk- und Ziegelbrennöfen wurden freilich ſchon ſeit längerer Zeit in Frankreich und in den Rheingegenden durch die Gichtflamme bei einzelnen Hohöfen gefeuert, allein dieſe Benutzung erlangte keine Ausdehnung, auch behauptete man, daß der Ofengang darunter litt und ein größerer Kohlenverbrauch dadurch veranlaßt werde. Später kam man jedoch von dieſem Vorurtheil zurück und wendete die Gichtflamme mehr zu jenen genannten Zwecken an.

Seit mehreren Jahren haben ſich jedoch mehrere andere, ſehr wichtige Benutzungsarten der Gichtflamme der Holzkohlenhohöfen, von denen hier überall nur die Rede iſt, gefunden. Die erſte derſelben iſt die zur Erhitzung der Gebläſeluft, die zweite zur Erhitzung von Oefen zur Darſtellung von halbverkohltem Holz. Wir haben in dieſem

Werke mehr Apparate der einen und der andern Art beſchrieben, auf welche wir uns beziehen.

Die wichtigſte Benutzung der aus der Gichtöffnung entweichenden Gaſe, diejenige, welche den größten Einfluß auf die Zukunft der Eiſenfabrikation haben muß, beſonders da, wo dieſe mit Hilfe des vegetabiliſchen Brennmaterials erfolgt, beſteht in der Feuerung von Keſſeln für Dampfmaſchinen, welche die Gebläſe betreiben und die daher zu jeder Jahreszeit jedem Ofen, in jeder Lage den erforderlichen Wind zu geben vermögen.

Man ſieht ſogleich, wie dieſe Neuerung *) die Hohöfen unabhängig von fließendem Waſſer macht und geſtattet, daß man ſie mitten in den Waldungen oder wenigſtens da anlegt, wo ſie dem Brennmaterial ſo nahe als möglich ſind. Endlich würde man mit ihnen wahrſcheinlich und ohne alle Schwierigkeit täglich eine doppelte, ja zuweilen eine dreifache Roheiſenmenge produciren, als es gewöhnlich der Fall iſt, indem man ihre Dimenſionen und die Menge des einzuführenden Winds erhöht **).

Zuvörderſt hat man die Maſchinen auf der Gicht deshalb angebracht, um die in gewiſſen Jahreszeiten zu ſchwache Waſſerkraft zu unterſtützen; dann hat man Oefen angelegt, deren Wind allein durch ſolche Maſchinen hervorgebracht wird, wie z. B. zu Niederbronn im Elſaß im Jahr 1837. Wir werden ſehen, daß die Wärme der Gaſe und Flammen eines Hohofens hinreichend iſt, um den Wind für mehrere zu erzeugen.

Da uns theoretiſche Reſultate fehlen, um die Heizkraft der von den Hohöfen als auch von andern Apparaten, in denen man Brennmaterial im Großen verbrennt, entweichenden Flammen zu ſchätzen, ſo wollen wir ihre Wirkungen, wenn man ſie in Betriebskräfte verwandelt hat, indem man ſie zur Bildung der Waſſerdämpfe anwendet, zu beſtimmen ſuchen. Da aber die Anlagen dieſer Art im Allgemeinen noch ſelten und unter denſelben viele auch noch von der Vollkommenheit entfernt ſind, ſo ſind wir jetzt durchaus noch nicht im Stand, irgend ein Maaß von der ganzen mecha-

*) Seit mehr als zehn Jahren wendet man die verloren gehende Flamme der Flammöfen zur Feuerung von Dampfmaſchinenkeſſeln an; Beiſpiele davon findet man in England (ſiehe im 3. Abſchn. dieſ. Kap.) und Frankreich, zu Imphi (Nièvon-Dep.), zu Baſſindre (untere Loire-Dep.), zu Raisme (Nord-Dep.) und zu Montatair (Oiſe). Wir kommen darauf zurück. Die Verwandlung der Heizkraft aller bei den verſchiedenen Oefen, ſelbſt der mit Koaks betriebenen, verloren gehenden Hitze, als bewegende Kraft, mittelſt der Waſſerdämpfe iſt einer der wichtigſten hüttenmänniſchen Gegenſtände der Gegenwart.

**) Die großen Hohöfen zu Hayange produciren, wenn ſie mit Holzkohlen betrieben werden, in 24 Stunden 8 Tonnen zu verfriſchendes Eiſen. Schon vor 30 Jahren gab es in Sibirien etwa 33 Fuß hohe und verhältnißmäßig weite Hohöfen, die täglich ſehr bedeutende Roheiſenmengen lieferten.

‥chen Kraft, welche man durch dieſe Flammen erlangen kann, zu
en.

Eine der erſten, auf der Gicht eines Hohofens angelegten : ampfmaſchinen, welche den Zweck hatte, das Gebläſe zu bewegen, ſobald die Waſſerkraft nicht ausreichte, findet ſich auf der Hütte zu Schallonge bei Gray in Frankreich, die ſeit 1833 oder 1834 im Betrieb iſt. Sie hat die Kraft von ſechs Pferden, iſt ohne Condenſator; der Keſſel iſt mit Siederöhren verſehen, welche fortwährend von der Gichtflamme umgeben ſind und von derſelben erhitzt werden. Das dadurch bewegte Gebläſe gibt ungefähr 500 Kubikfuß Luft in der Minute. Man hat aber auch noch Heerde angebracht, um die Maſchine auch dann betreiben zu können, wenn in Folge einer Unterbrechung des Ofengangs die Hohofenflamme fehlt.

Der Dampfkeſſel iſt unweit der Gichtöffnung angebracht (und dies muß auch der Fall ſeyn), während die Maſchine und das Gebläſe auf der Hüttenſohle ſtehen und der Dampf dem Treibcylinder mittelſt einer mit Tucheggen umgebenen blechernen Röhre zugeführt wird. Iſt im Niveau der Gicht eine Platteform vorhanden, welches ſtets dann der Fall iſt, wenn der Hohofen an einem Bergabhange liegt, ſo iſt es zweckmäßig, die ganze Maſchinerie auf derſelben anzulegen.

Die ſtärkſte Maſchine dieſer Art findet ſich in der Hütte von Puancé (Dep. der Maine und Loire) und betreibt das Gebläſe für einen Hohofen, der monatlich 80 Tonnen Roheiſen producirt und für zwei Friſchfeuer. Dennoch braucht man nie Brennmaterial unter den Keſſel zu bringen.

Aehnliche Maſchinen findet man auch in den Hütten zu Saint-Florent (zwei) und zu Thaumiers (eine) im Cher-Departement; eine zu Clerval im Doubs-Dep.; eine von acht Pferdekräften zu Mutterhauſen im Elſaß, die jedoch nur die Hälfte von der Gichtflamme verbraucht. — Eine treffliche Anlage dieſer Art iſt, wie ſchon bemerkt, im Auguſt 1837 zu Niederbronn gemacht worden, welche wir hier etwas näher beſchreiben und zugleich die Reſultate der Verſuche mittheilen wollen, welche zur Beſtimmung der von der Gichtflamme gelieferten Wärme angeſtellt worden ſind *).

Taf. 32 gibt eine Abbildung des Apparats zu Niederbronn. Fig. 18 iſt ein horizontaler Durchſchnitt und zwar **W** durch die Mitte des Keſſels; **X** durch das Gewölbe **hi**; **Y** durch die Siederröhren und **Z** unterhalb des Gewölbes **hi**.

*) Nach einem Aufſatze des Herrn Robin, Direktors der Hütte zu Niederbronn, in den Annales des Mines, Tome XIV. etc. 335 ꝛc. Aehnliche Ideen enthält eine engl. Patentbeſchreibung in Dinglers Journal, Bd. 72, S. 120 ꝛc.

Fig. 18 iſt ein Längendurchſchnitt nach den Linien **ABCD**, Fig. 18.

Fig. 19 iſt ein Querdurchſchnitt nach der Linie **EF**, Fig. 18

**a, a,** die Keſſel; denn um bei nöthigen Reparaturen des einen das Gebläſe nicht außer Betrieb kommen zu laſſen, ſind zwei Keſſel nothwendig.

b, b, Siederöhren.

c, c, Kanäle für die Flamme.

d, e, Regiſter, um die Admiſſion der Famme unter den einen oder den andern Keſſel zu reguliren.

f, g, Regiſter beim Eintritt der Flamme in die Eſſe;

**ik, lm,** Uebergang der Flamme von den Siederöhren zu dem Keſſel.

**no,** Eſſenöffnung.

**pp,** Eſſe über der Gichtöffnung; ſie iſt unten mit einer Thür **rs** verſchloſſen, die man, wenn aufgegeben werden ſoll, öffnet.

**tu,** Regiſter, durch welches man die überflüſſige Gichtflamme entweichen laſſen kann.

**vx,** leerer Raum in dem Gemäuer, um dieſes leichter zu machen.

**G,** Gichtöffnung des Hohofens.

**S,** Heizöffnung, zum Anheizen des Keſſels und zum Gebrauch, wenn die Gichtflamme zu ſchwach iſt.

Die aus der Gichtöffnung ausſtrömende und durch einen der Kanäle **c** unter den einen Keſſel gelangende Flamme erhitzt zuerſt die beiden Siederöhren, welche von dem Keſſel durch ein Ziegelſteingewölbe getrennt ſind. Darauf geht ſie unter den Keſſel, der zur Hälfte dem Feuer ausgeſetzt iſt und ſtrömt endlich in eine 20 Fuß hohe blecherne Eſſe.

Ueber der Gichtöffnung des Hohofens iſt eine Eſſe angebracht, die oben mit einer Klappe verſehen iſt, welche man mehr oder weniger öffnen kann, um die Quantität der Flamme, die unter den im Betriebe ſtehenden Keſſel gelangen muß, zu reguliren, zu welchem Zweck die Kanäle **c c** dienen.

Unten iſt die Eſſe mit einer großen Thür verſchloſſen und in derſelben iſt eine 1 Met., 25 (4 Fuß) breite und 0 Met. 18 (7 Z.) hohe Oeffnung vorhanden, welche die zur Verbrennung der Gaſe erforderliche atmoſphäriſche Luft einſtrömen läßt. Man hat bemerkt, daß ſich die Hitze vermindert, ſobald dieſe Oeffnung verringert wird.

Die Dämpfe begeben ſich mittelſt einer kupfernen, 1 Decim. (4 Zoll) weiten und 15 Met., 25 ($48\frac{1}{2}$ Fuß) langen Röhre nach dem unten neben dem Hohofen ſtehenden doppelten Dampfcylinder. Auf ſeinem Wege verliert der Dampf ungefähr $\frac{1}{4}$ Atmoſphäre von ſeiner Spannung, die im Keſſel etwa $2\frac{1}{2}$ Atmoſphären beträgt. Dieſer Verluſt würde geringer ſeyn, wenn die Dampfröhre mit einem

ſchlechten Wärmeleiter umgeben wäre, allein da man ſtets Dämpfe im Ueberſchuß hat, ſo hat man dies Mittel noch nicht anzuwenden gebraucht.

Nicht fern von den Cylindern iſt eine mit dem Dampf communicirende Röhre angebracht, durch welche, wenn es erforderlich iſt, der überſchüſſige Dampf ausgelaſſen wird. Unter jedem Keſſel iſt auch noch ein Roſt angebracht, um nöthigenfalls feuern zu können, wenn die Gichtflamme aus irgend einem Grunde zu ſchwach iſt.

Die Maſchine iſt von mittlerm Druck und mit Expanſion, nach dem Syſtem von Woolf; ſie hat eine Kraft von 18 Pferden, von denen man jedoch nur zum Betrieb eines Hohofens die Hälfte benutzt. Das Maximum der Spannung, mit der ſie betrieben werden kann, beträgt 4 Atmoſphären, von denen man jedoch gewöhnlich nur 2½ Atmoſphären anwendet. Betreibt man die in derſelben Hütte liegenden Kupolöfen, ſo wendet die Dampfmaſchine 15 Pferdekräfte an, allein die Gichtflamme iſt immer noch hinreichend, ſie in dieſem Betriebe zu erhalten.

Die Keſſel haben die Dimenſionen einer Maſchine von 38 Pferdekräften; ſie wurden ſo groß beſtellt, um der Gichtflamme mehr Heizfläche darzubieten, deren Heizkraft bei Erbauung der Maſchine noch unbekannt war.

Die Wärme, welche die Gichtflamme des Hohofens zu Niederbronn entwickelte, ſuchte man auf zweierlei Weiſe zu beſtimmen: 1) durch die Waſſermenge, welche man in einer gewiſſen Zeit und unter einem gegebenen Druck verdampfen konnte; 2) durch die Temperatur des erhaltenen Condenſationswaſſers.

In Folge der erſtern Verſuche erhielt man das Reſultat, daß der Verluſt des in den Hohöfen angewendeten Brennmaterials etwa 55 Prozent und die Kraft der Maſchine 26,6 Pferdekräfte betragen.

Die Reſultate der zweiten Verſuchsreihe waren geringer; es betrug der Verluſt des angewendeten Brennmaterials etwa 40 Proz. und die Kraft der Maſchine etwa 19 Pferdekräfte. Das Verfahren bei den Verſuchen hier mittheilen zu wollen, würde zu weit führen und müſſen wir deshalb auf den Originalaufſatz verweiſen. Sie beweiſen, welche ungeheure Wärmemenge die Gichtflamme zu geben vermag und welchen großen Nutzen man von einem Element ziehen kann, welches bis neuerlich faſt ganz unbenutzt blieb. Welche ungeheure Brennmaterialienmenge ging und geht noch auf dieſe Weiſe bei allen Hüttenprozeſſen verloren!

Herr Robin ſchlägt noch ein anderes Syſtem der Benutzung der Gichtflamme vor, über welches er bereits 3 Monate lang bei einem der Hohöfen zu Niederbronn Verſuche gemacht hat. Es beſteht darin, alle aus der Gichtöffnung entweichende Gaſe zu ſammeln und ſie in jeden beliebigen Apparat zu leiten, um ſie daſelbſt zu verbrennen.

Die Heerde, auf denen die Gaſe verbrannt werden ſollen, ſind beſonders eingerichtet. Sie können ohne den geringſten Nachtheil auf der Hüttenſohle in bedeutender Entfernung von den Hohöfen liegen, ohne daß der Betrieb der letztern im geringſten dadurch geſtört werden würde.

Bei den Verſuchen zu Niederbronn hat man gefunden, daß die durch einen Luftſtrom, den eine Eſſe hervorbringt, verzehrten, aus der Gicht entweichenden Gaſe ein ſehr wirkſames Heizmittel darbieten; denn in einem Flammofen brachten ſie in wenigen Augenblicken das Eiſen zum Weißglühen und das Roheiſen zum Fluß. In Verbindung mit einem künſtlichen Luftſtrome ſchmelzen ſie Roheiſen mit der größten Leichtigkeit; und verbrennt man außerdem noch ein Fünftel von der gewöhnlich angewendeten Steinkohle, ſo erreicht man eben ſo leicht die Schweißhitze des Eiſens.

Man leitete die Gaſe in einen auf der Hüttenſohle und 70 F. von der Gicht entfernt liegenden Flammofen und ſchmolz in 1 Stunde 42 Minuten eine gußeiſerne, 26 Zoll lange, über 8 Zoll ſtarke und über 300 Pfd. ſchwere Walze. Man erhielt daraus 288 Pfd. ſehr flüſſiges Roheiſen und der Abgang betrug daher nur 7,5 Proz. Ein anderes Mal ſchmolz man in 1½ Stunden über 600 Pfd. Roheiſen und daſſelbe war ſo hitzig, daß es nicht ſo leicht vergoſſen werden konnte. Jedoch ſind dies nur die Reſultate der erſten Verſuche und es leidet gar keinen Zweifel, daß man die Hohofengaſe zu allen hüttenmänniſchen Proceſſen wird anwenden können.

Bei dem Hohofen zu Zinsweiler, ebenfalls in dem Elſaß, derjenigen Provinz Frankreichs, in welcher die Gewerbe den höchſten Grad der Blüthe erreicht haben, iſt ganz kürzlich eine Dampfmaſchine zum Betriebe des Hohofens erbaut worden, die auf der Hüttenſohle liegt und deren Keſſel durch die aus der Gichtöffnung entweichenden Gaſe gefeuert werden ſoll.

Wir ſehen, daß, obgleich bei den Friſchfeuern die Umſtände anders als bei den Hohöfen ſind, beſonders was die Beſtimmung der Umwandlung der Kohlenſäure in Kohlenoxydgas betrifft, dennoch aus denſelben Flammen entweichen, die ſehr bedeutende und ſehr nützliche Wirkungen hervorzubringen im Stande ſind. Bis jetzt hat man dieſelbe, wie wir im dritten Abſchn. dieſes Kap. ſehen werden, nur zur Erhitzung der Apparate für die Gebläſeluft, ſowie zur Feuerung einer Art von Flammöfen benutzt, in denen man das Roheiſen vorwärmt oder die Luppenſtücken und Kolben zum weitern Ausſchmieden oder Auswalzen wärmt.

Es iſt kaum nöthig, zu bemerken, daß die aus den Hohöfen, Friſchfeurrn, Kupolöfen u. ſ. w. mit der Gichtflamme entweichende Wärme oder nur der Ueberſchuß derſelben, nachdem ſie die Luft erhitzt, den nöthigen Wind geliefert, vielleicht auch das Holz gedarrt oder in braune Kohlen verwandelt hat, auch noch Dampf als be-

wegende Kraft erzeugen können würde, daß die auf dieſe Weiſe erlangte Kraft zur Bewegung der Walzwerke und beſonders jener Hämmer mit Schwungrad, die in mehreren Hütten der Champagne mit ſo gutem Erfolg angewendet werden, benutzt werden könnte.

Schließlich wollen wir nun noch einige kritiſche Bemerkungen über die Art und Weiſe machen, wie man die brennbaren Theile der Flamme verbrennen läßt. In einigen Hütten läßt man die äußere Luft ſich nicht mit der aus der Gichtöffnung ausſtrömenden Flamme vermiſchen, ohne daß man folglich ein Mittel gelaſſen hat, die Einführung der Luft zu reguliren. An andern Orten ſieht man ſehr weite Oeffnungen (wie an dem Waſſeralfinger Apparat), durch welche die äußere Luft eintritt und zwar oft in einer weiten Entfernung von dem Punkte der Emiſſion der Flamme. Alles dies kann genügen, wenn man nur den achten oder zehnten Theil der ſich entwickelnden Wärme benutzen will; allein dies wird bald ganz anders ſeyn und alsdann wird man zu beſtimmen haben:

1) Das zweckmäßigſte Verhältniß der Luft, welches man einführen und mit den Flammen vermiſchen muß, damit ſie vollſtändig verbrennen und endlich um die größtmögliche Wärmemenge, welche ſie hervorbringen kann, zu erlangen. Man weiß, daß zu viel Luft eine Abkühlung veranlaßt, welche durch die vollſtändige Verbrennung der Gaſe nicht ausglühen wird.

2) Man muß den Punkt an dem Apparate zu beſtimmen ſuchen, an welchem man die äußere Luft am zweckmäßigſten einſtrömen läßt, indem man dahin ſieht, daß dort die Temperatur ſtets hoch genug iſt, um die Entzündung zu veranlaſſen oder fortzuſetzen.

3) Endlich würde man, indem man die Luft mitten in die Flammen und in die erhitzten brennbaren Gaſe leitet, die Wärme, welche ſie hervorzubringen im Stande ſind, auf mehr oder weniger große Entfernungen von dem Heerde leiten und die Temperatur je nach den zu verrichtenden Wirkungen an gewiſſen Punkten ꝛc. erhöhen.

Alle dieſe Gegenſtände und die ſich darauf beziehenden Einrichtungen ſind neue Dinge, die beſonders für die Aufmerkſamkeit der Praktiker wichtig ſind.

**Benutzung der Gichtflamme der mit Koaks und Steinkohlen betriebenen Hohöfen.** — Man kennt bis jetzt nur wenig Beiſpiele von Lufterhitzungsapparaten, welche durch die Gichtflamme der mit Koaks oder Steinkohlen betriebenen Hohöfen gefeuert werden. Wir lernten weiter oben, wo wir von dem Betriebe der Engliſchen Hohöfen mit erhitzter Gebläſeluft redeten, mehrere ſolche Apparate kennen, die jedoch ſchlechte Reſultate gegeben haben. — Neuerlich iſt zu Vandeneſſe unweit Pouilly im Franzöſiſchen Goldküſten-Departement ein Hohofen angelegt worden, der mit Koaks oder Steinkohlen und deſſen Gebläſe durch die Gichtflamme betrieben werden ſoll. Spricht die bis jetzt gemachte, ſehr ungenügende Er-

fahrung ſich auch dahin aus, daß die aus den mit mineraliſchem Brennmaterial betriebenen Hohöfen entweichende Gichtflamme eine zu geringe Wärme habe, ſo dürfen wir dies doch als irrig annehmen *).

Die weiter oben über die Holzkohlenhohöfen gemachten Bemerkungen ſind auch auf die, welche mineraliſche Brennmaterialien benutzen, anwendbar; man hat ſelbſt Grund zu der Annahme, daß ſich wegen des weit größern Koaksverbrauchs in der Stunde, oder auf die Tonne des producirten Roheiſens, ſich eine weit größere Maſſe von Kohlenoxydgas bildet, als in den andern Oefen. Die ſtärkere Gichtflamme dieſer Oefen müßte daher auch eine ſtärkere Hitze geben können. Jedoch darf auf der andern Seite nicht vergeſſen werden, daß, da die in die Koakhohöfen geführte verdichtete Luft, im Verhältniß zu der producirten Roheiſenmenge, ſtets bedeutender iſt, als bei den Holzkohlen, die aus der Gicht entweichenden brennbaren Gaſe weit ſtärker mit Stickſtoff vermiſcht und daher weit weniger brennbar, als die übrigen ſeyn könnten. Dennoch bleibt ihre Menge für eine gegebene Zeit bedeutender als bei den Holzkohlenhohöfen und daher verliert ſich in dem einen, wie in dem andern Fall eine ungeheure Quantität brennbarer Gaſe in die Atmoſphäre deren Heizvermögen, wie wir gezeigt haben, der Hälfte von dem des jährlich in dem Ofen verbrauchten Brennmaterials gleich iſt. Die Benutzung dieſer Gaſe iſt daher ſehr weſentlich und der Zeitpunkt derſelben ſcheint jetzt gekommen zu ſeyn.

Die Hauptſchwierigkeiten, welche ſich bis jetzt der Benutzung der Gichtflamme der Koaksöſen entgegenſetzen konnten, entſtanden vorzüglich wohl aus der Höhe derſelben, welche die Einrichtung der Heizapparate etwas koſtbar macht, welches beſonders dann der Fall iſt, wenn die Oefen iſolirt ſtehen und es an Platz fehlt, wohin man jene ſtellt. Liegen aber mehre Oefen neben einander, oder ſind ſie an den Fuß eines Bergs oder Hügels gelehnt, wie es häufig der Fall iſt, ſo fehlt es nicht an zweckmäßigem Platz für die Apparate zur Benutzung der Gichtflamme.

---

*) Wir müſſen weit eher annehmen, daß, da die Entfernung zwiſchen Gicht und Formen ſehr bedeutend iſt, die Temperatur der Luft ſich abgekühlt habe, oder auch, daß der Apparat ſchlecht eingerichtet geweſen ſey. Wenn die 40 Fuß hohen Hohöfen zu Hayange mit Koaks betrieben werden, welches, wie wir ſchon bemerkten, abwechſelnd mit Holzkohlen geſchieht, ſo wird der auf der Gicht liegende Luftwärmeapparat eben ſo gut erhitzt, als bei letztern.

## Zweiter Abſchnitt.

### Vom Umſchmelzen des Roheiſens.

Bekanntlich erfolgt das Umſchmelzen des Roheiſens zum Gießereibetriebe entweder in Kupol- oder in Flammöfen, denn das Umſchmelzen in Tiegeln hat nur eine ſehr beſchränkte Anwendung.

Der Kupolofenbetrieb hat den Vortheil, daß er zu jeder Zeit und in jeder geringen Quantität flüſſiges Eiſen liefert, weshalb man dieſe Oefen zur Gießerei von Poterie und überhaupt kleiner Gegenſtände verwendet. Die Flammöfen dagegen können ſehr viel Eiſen auf einmal faſſen und müſſen daher zum Guß großer Stücke angewendet werden. Jedoch hat man in neuern Zeiten auch Kupolöfen angelegt, die 60, ja ſelbſt über 100 Ctr. flüſſiges Roheiſen auf einmal zu faſſen vermögen. Man gibt ihnen mehrere, ja bis ſechs über einander liegende Formen und wenn das flüſſige Eiſen beim Einſchmelzen eine derſelben erreicht, ſo wird dieſelbe mit Lehm zugeſtopft.

Wir beſchränken uns in dieſem Abſchnitte darauf, einige Bemerkungen über Engliſche und über mit erhitzter Gebläſeluft betriebenen Kupolöfen, ſo wie über mehrere Engliſche Flammöfen zu machen.

### Kupolöfen.

Die innere Form der in England in Anwendung ſtehenden Kupolöfen *) iſt wenig verſchieden; ſie iſt immer cylindriſch oder vielmehr etwas koniſch. Die Höhe der Schächte beträgt $4\frac{1}{2}$ bis 7 Fuß; die in Staffordſhire ſind gewöhnlich 5 oder 6 Fuß hoch. Der Durchmeſſer beträgt 1 Fuß 20 Zoll und 2 Fuß. Nur ſelten iſt die innere Form quadratiſch oder rechteckig. Gewöhnlich haben dieſe Oefen zwei einander gegenüber liegende Formen; häufig liegen aber auch, wie wir ſchon bemerkten, mehrere über einander, ſo daß man auf dieſe Weiſe eine große Quantität Eiſen in einem Ofen zu halten vermag. Das Schachtfutter beſteht immer aus feuerfeſten Ziegelſteinen und äußerlich ſind die Oefen mit ſtarken gußeiſernen Platten umgeben. Ueber ihnen iſt gewöhnlich eine ziemlich hohe Eſſe von Ziegelſteinen angebracht und an deſſen hinterer Seite iſt eine Oeffnung zum Aufgeben vorhanden und um dies bequemer bewerk-

*) Voyage métallurgique, I. 500 etc.

ſtelligen zu können, in der Höhe dieſer Thür ein Boden, zu welchem der Aufgeber mittelſt einer Treppe gelangt.

Zu Birmingham wird durch die aus einem Kupolofen entweichende Flamme ein Dampfkeſſel gefeuert. Er ruht auf einem horizontalen, halbcylindriſchen Gewölbe, welches ſich bis zur Gicht ausdehnt und dort offen iſt, um aufgeben zu können, wogegen an dem andern Ende eine ſenkrechte Eſſe vorhanden iſt. Der Zug veranlaßt die Flammen, unter dem Keſſel hindurch zu gehen. Wir werden weiter unten ſehen, wie die Gichtflamme jetzt häufig zur Erhitzung der Gebläſeluft angewendet wird.

Der Betrieb der Kupolöfen iſt ſehr einfach und erfordert keine Sorgfalt; er beſteht darin, den Schacht mit Koaks gefüllt zu erhalten und Roheiſenſtücken darauf zu ſetzen, deren vier oder fünf aus kleinen, 1½ bis 2 Ctr. ſchweren Gänzen geſchlagen werden.

Gewöhnlich ſchlägt man den Roheiſengichten etwa 12 Prozent von dem Gewicht Kalkſtein zu. Der Kalk nimmt den Schwefel und Phosphor, welche das Roheiſen enthalten könnte, auf. Jedoch ſoll, nach in Frankreich angeſtellten Verſuchen, dieſer Zuſchlag das Roheiſen zuweilen weiß machen, indem er die Schmelzung beſchleunigt.

Während des Schmelzens wird der Wind abgeſperrt. Die Menge des einem Kupolofen zugeführten Winds iſt ſehr verſchieden und von derſelben hängt hauptſächlich die Produktion des Ofens ab; auch ſind die in Beziehung auf die Dimenſionen wenig verſchiedenen Oefen es in Beziehung auf die Menge der Produktion ſehr. Die Preſſung des Winds beträgt im Allgemeinen 1½ bis 2 Pfd.

Der Roheiſenabgang beträgt 5, 6 oder 7 Prozent. — Der Koaksverbrauch beläuft ſich gewöhnlich auf 25 bis 30 Prozent des Roheiſengewichts und zuweilen erhebt er ſich auf 50 Prozent, wenn die Koaks nicht von erſter Qualität ſind.

Wir wollen nun noch über einige Oefen Details mittheilen.

In einer Gießerei zu London befindet ſich ein Kupolofen von 10½ Fuß Höhe und 37 Zoll Weite, welcher den Wind von einem Gebläſe erhält, das mit einer Kraft von vier Pferden bewegt wird. Daſſelbe wechſelt 40 Mal in der Minute und führt dem Ofen in dieſer Zeit, wenn man ⅕ des Ganzen als Verluſt durch Ventile ꝛc. abzieht, etwa 2200 Kubikfuß Luft von 2 Pfd. Preſſung auf den Quadratzoll zu. Man ſchmilzt in einer Stunde eine Tonne Roheiſen in dieſem Ofen und verbrennt dabei etwa 460 Pfd. Koaks.

Bei den Herren Fairbairn und Lillie in Mancheſter ſind die Kupolöfen 7 Fuß hoch und im Innern 2 Fuß weit. Sie ſind rund, das Schachtfutter beſteht aus Ziegelſteinen und der Mantel aus Platten von ſtarkem Blech, die durch Schrauben mit einander vereinigt worden. Der Wind, deſſen Preſſung bis zu 3 Pfd. ſteigt, wird durch zwei Düſen von 1¼ Zoll Durchmeſſer eingeführt. Man ſchmelzt in 6 Stunden nur 2½ Tonnen, kann aber dieſes Quantum

leicht vermehren. Die Koaks ſind ſehr ſchwer; man gebraucht davon etwa 28 Prozent, wobei aber zu berückſichtigen iſt, daß die Oefen nicht fortwährend, ſondern nur am Tage betrieben werden.

In einer andern Gießerei zu Mancheſter ſind die Oefen den beſchriebenen ähnlich; die Windpreſſung beträgt $1\frac{1}{2}$ bis 2 Pfd. auf den Quadratzoll, der Abgang 7 bis $7\frac{1}{2}$ Prozent; die Produktion etwa 10 bis 11 Ctr. in der Stunde, der Koaksverbrauch 26 bis 28 Prozent. — Zu Stourbridge bei Dudley ſetzt man in 4 Fuß hohen Oefen $2\frac{1}{2}$ Tonnen in 6 Stunden durch.

Zu Newcaſtle am Tyne ſchmilzt man in einem $6\frac{1}{2}$ Fuß hohen, 22 und 30 Zoll weiten, länglich viereckigen Ofen, dem durch zwei 3zöllige Düſen der Wind zugeführt wird, eine Tonne in der Stunde.

Viele Kupolöfen in England werden auch mit erhitzter Gebläſeluft betrieben. Jedoch iſt die Menge und Wohlfeilheit der überall in dieſem Lande verbreiteten Steinkohlen die Veranlaſſung, daß man die Kohlengichten bei dem Kupolofenbetrieb kaum einmal wiegt, daher es denn ſchwer hält, richtige Nachrichten über den Kohlenaufwand zu erlangen.

Auf den im vorigen Abſchnitte mehrmals erwähnten Tyne-Eiſenwerken, in der Nähe von Newcaſtle, werden zwei Kupolöfen mit erhitzter Gebläſeluft, aus demſelben Apparat, welcher die Hohöfen ſpeiſt, betrieben. Die Oefen ſind kreisrund, $5\frac{1}{2}$ Fuß hoch und im Innern 30 Zoll weit. Aeußerlich beſtehen ſie aus einem gußeiſernen Cylinder, im Innern aus feuerfeſten Ziegelſteinen; ſie erhalten den Wind aus zwei über einander liegenden Düſen von $2\frac{3}{4}$ Zoll Weite.

Zum Umſchmelzen von einer Tonne Roheiſen ſind 280 Pfd. Koaks erforderlich. Im Durchſchnitt ſchmilzt man jede Stunde eine Tonne Roheiſen. Dieſe Kupolöfen ſind erſt ſeit der Annahme der neuen Betriebsmethode mit der erhitzten Luft erbaut.

Zu Wenesbury in der Hütte der Herren Lloyd, Forſter und Comp. ſind die Kupolöfen viereckig, ungefähr 7 Fuß hoch und im Innern 36 Zoll lang und 30 Zoll breit. Der Wind wird durch zwei, 3 Zoll weite Düſen eingeführt. Man ſchmelzt in einer Stunde eine Tonne Roheiſen und jeder Proceß dauert 20 Minuten. Der Koaksaufwand zum Umſchmelzen von einer Tonne Roheiſen beträgt 260 Pfd., während er bei kalter Gebläſeluft 400 Pfd. betrug. Der weſentlichſte Einfluß, welchen die erhitzte Luft beim Kupolofenbetrieb hat, beſteht in der Abkürzung der Operation; ein Schmelzen, welches jetzt 20 Minuten dauert, erforderte vor der Annahme des neuen Verfahrens 40 Minuten. — Es folgt hieraus, daß ein Centner Roheiſen, der bei kalter Luft 20 Pfund Koaks erforderte, bei erhitzter Luft nur 13 Pfd. erfordert.

Der Koaksverbrauch in den Kupolöfen in Birmingham, Mancheſter und Newcaſtle beträgt im Durchſchnitt 25 Prozent; nähert

man dieſe Zahl den eben gemachten Angaben, ſo ſieht man, daß die Annahme der erhitzten Luft eine Erſparung von der Hälfte der Koaks und der übrigen Koſten des Umſchmelzens veranlaßt.

In den meiſten Hütten, in denen die Luft, welche zur Speiſung der Kupolöfen erforderlich iſt, nicht aus den Apparaten für die Hohöfen genommen werden kann, benutzt man die aus der Gicht entweichende Flamme, um den Apparat zu erhitzen.

Wir beſchreiben hier zwei ſolcher Apparate, die in der Werkſtatt der Herren Jeffries und Patton zu London erbaut worden ſind.

Der in Fig. 3 und 4 Taf. 33 dargeſtellte Apparat beſteht aus einer Reihe von Röhren **a a' a''**, die horizontal über der Gicht liegen und mittelſt Knien mit zwei Kaſten **b** und **b'** in Verbindung ſtehen, welche an den ſenkrechten Seiten des Ofens angebracht ſind. Die Luft geht aus dem Gebläſe mittelſt der Röhre **c** in die Abtheilung **d'** des Kaſtens **b'** und verfolgt dann die mit Pfeilen bezeichnete Richtung, bis ſie ſich aus den letzten Abtheilungen von **b** und **b'** in die beiden Formen des Ofens begibt. Der ganze Apparat beſteht aus Gußeiſen.

Der zweite Apparat Fig. 1 und 2 Taf. 33 beſteht aus einer Reihe von ſenkrechten Röhren **a**, von 3 Zoll Weite, deren Enden mit 2 Ringen **A** und **A'** in Verbindung ſtehen, von denen der untere unmittelbar um die Gichtöffnung liegt, der andere ganz parallel mit dieſem. Ein weiter blecherner Cylinder **b** umgibt die Röhren äußerlich und nöthigt die Flamme, um denſelben zu cirkuliren.

Die Gebläſeluft gelangt mittelſt der Röhre **c** Fig. 18 in den oberſten Ring **A'**, geht aus dieſem mittelſt der ſenkrechten Röhren **a** in den untern Ring **A** und aus dieſem mittelſt der ſenkrechten **d d'** in den Ofen. Am obern Theil des Ofens, unter dem untern Ringe **A**, hat man eine Oeffnung **P** zum Aufgeben gelaſſen.

Der in Fig. 3 und 4 abgebildete Apparat iſt offenbar dem letzt beſchriebenen vorzuziehen, indem er nicht allein weit bequemer iſt, ſondern weil die Luft in demſelben auch ſtärker erhitzt werden kann und ihre Bewegung einen geringern Widerſtand erleidet.

Auf der Saynerhütte bei Ehrenbreitſtein in der Preußiſchen Rheinprovinz*) befinden ſich zwei Kupolöfen, 7 Fuß hoch, auf der Gicht 16 bis 18 Zoll weit, am Boden unter der Form 18 bis 20 Zoll weit. Beide haben einen Schöpfheerd, werden mit einer kreisrunden Form, 2 Zoll weit und 14 bis 16 Zoll vom Boden entfernt, betrieben. Die Umfaſſung der Oefen beſteht aus einzelnen gußeiſernen Platten, welche durch Schrauben zuſammengehalten werden. Durch den Schöpfheerd iſt man im Stande, 16 bis 18 Ctr. flüſſiges Eiſen in dem Ofen halten zu können, dadurch wird das Eiſen von gleichartigerer Beſchaffenheit, als bei kleinerem Heerdraume,

*) Aus Karſten's Archiv, 2. Reihe, Bd. 9, S. 217 ꝛc.

die Schlacke kann immer abfließen, man kann einzelnen Schlackenerhärtungen leicht beikommen und hat nicht nöthig, nach jedem Schmelzen den Ofen auszuräumen, wodurch man an Füllkohlen ſpart. Die zum Betriebe verwendeten Kohlen ſtammen aus dem Saarbrückiſchen und ſind nicht leicht zerſtörbar, verlangen daher viel und ſtark gepreßten Wind. Eine Gicht Koaks beſteht aus $\frac{1}{8}$ Tonne (die Tonne zu 7$\frac{1}{9}$ Kubikfuß) und wiegt 32 bis 34 Pfd. Das verarbeitete Eiſen beſteht gewöhnlich aus Eingüſſen und Bruchſtücken mißrathener Gußſtücke. Das Gebläſe iſt Seite 250 ꝛc. dieſes Bandes beſchrieben, ſpeiſt neben dem Kupolofen gleichzeitig den Hohofen und gibt an den erſtern etwa 570 Kubikfuß Wind von 1$\frac{1}{2}$ Pfd. Preſſung auf den Quadratzoll ab. Gewöhnlich findet der Betrieb nur des Tags ſtatt. Bei gewöhnlichem Betriebe wurden auf eine Gicht Koaks 40 bis 50 Pfd. Eiſen geſetzt, bei beſonders leichtflüſſigem Eiſen konnte man ſogar zur Anfertigung von Kanonenkugeln bis auf 80 bis 100 Pfd. Eiſen ſteigen, wo man alte Munition umſchmolz.

Der Betrieb wird ſo geführt, daß man den mit einem feuerfeſten Sandheerde verſehenen, gut angewärmten Ofen mit Koaks, den Vorheerd mit Holzkohlen füllt, letztere durchbrennen und dann das Gebläſe wirken läßt; zum Füllen des Schachts ſind 10 Gichten Koaks erforderlich, auf dieſe wird der Eiſenſatz gegeben und ſo ſchichtenweis fortgefahren. In einer ſechsſtündigen Schicht werden ſo 70 bis 80 Gichten durchgeſetzt und 30 bis 40 Ctr. Eiſen umgeſchmolzen. Um den Sand des Brucheiſens und den Erdegehalt der Koaks beſſer zu verſchlucken, wird von Zeit zu Zeit den Sätzen etwas Kalkſtein beigegeben. Beim Anblaſen wird das Schöpfloch mit einer eiſernen Platte bedeckt und der Tümpel gut verſchloſſen; haben Schlacke und Eiſen den Vorheerd angefüllt, ſo nimmt man die Deckplatte ab, bricht den Heerd auf und ſchafft etwaige Schlackenknollen weg. Das Aufbrechen wird ſo lange wiederholt, bis der Heerd ganz locker und die Schlacke ganz flüſſig iſt.

Viele Gußwaaren, beſonders die im naſſen Sand angefertigten, zeigten harte Kanten und Flächen und ließen ſich nur mit Mühe bearbeiten und bohren; wendete man einen niedrigen Eiſenſatz an, ſo erhielten dieſelben durch den Graphit viel undichte Stellen; daher bediente man ſich denn früher der Kupolöfen nur im höchſten Nothfall. Allen dieſen Uebelſtänden hat die Anwendung der heißen Luft abgeholfen.

Die Betriebsreſultate mit kalter Luft in einem Zeitraume von 6 Jahren (1828 bis 1834) ſtellen ſich folgendermaaſen: Bei einem Verbrauch von 23,823 Ctrn. 51 Pfd. Koaks und 222$\frac{7}{8}$ Tonnen Flußkalk wurden 43,438 Ctr. 32 Pfd. Roheiſen umgeſchmolzen und daraus 16,249 Ctr. 2 Pfd. Gußwaaren und 22,100 Ctr. 78 Pfd. in Eingüſſen und Ausſchuß erhalten. Es waren daher durchſchnittlich:

1) Zum Schmelzen von 100 Pfd. Roheiſen erforderlich:
54,84 Pfd. Koaks
0,004 Tonne = 57,31 Kubikfuß Kalkzuſchlag.
2) 100 Pfd. umgeſchmolzenes Eiſen haben gegeben:
37,51 Pfund Gußwaaren,
50,88 „ Brucheiſen,
11,61 „ Eiſenverluſt.
3) Unter dem Ausgebrachten befanden ſich:
42,44 Prozent Gußwaaren,
57,56 „ Brucheiſen.

Der über dem Hohofen angebrachte Apparat zum Blaſen mit erhitzter Luft iſt dem in Fig. 1 und 2 Taf. 33 abgebildeten ähnlich; er beſteht aus einem obern und einem untern hohlen Ringe, welche durch 12 Stück 21 Zoll hohe und 3 Zoll im Lichten weite Röhren mittelſt ½ zölliger Schrauben verbunden ſind. Sowohl der obere Ring, in welchen die kalte, als der untere, aus welchem die warme Luft tritt, haben 5 Zoll weite Hülſen, die mit den Windröhren verbunden ſind. Das Verbindungsrohr des untern Rings und der Form iſt mit in Lehm getränkten Strohſeilen umgeben, um die Wärmeſtrahlung gering zu machen. Beide Ringe haben ¾ Zoll Eiſenſtärke und 7 Zoll lichte Weite und Höhe, ſind im Ganzen gegoſſen und laſſen durch die hohle Oeffnung die Gichtflamme hindurch. Drei gußeiſerne 2 Fuß hohe Füße halten den Apparat und ſtehen auf der Deckplatte des Ofens. Zur Verkittung der Verbindungsfugen iſt der bereits im vorigen Abſchnitte bei dem Betriebe des Hohofens zur Saynerhütte mit erhitzter Luft beſchriebene Salmiakkitt angewendet worden. Das mit dem Windleitungsrohr verbundene Anſatzſtück an der Düſe hat vorn einen halbrunden, ½ Zoll hohen, ſauber abgedrehten Ring, über welchen ſich die ebenfalls genau ausgebohrte und abgeſchmirgelte gußeiſerne Düſe ſchiebt; der Verſchluß iſt ſo genau, daß ein Windverluſt nicht Statt finden kann. Um die Gichtflamme zuſammen zu halten und dieſelbe zu nöthigen, den Apparat allſeitig zu umſpielen, hat man einen auf dem äußern Rande des Ofens aufſitzenden Mantel von Bimsſteinen aufgeführt, welcher zugleich den Arbeiter vor der Hitze ſchützt und ein 15 Zoll hohes Fahrloch zum Aufgeben hat.

| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Vom Apparate wiegen die zwei Ringe | 10 | Ctr. | 39 | Pfd. | Preuß. |
| 21 verſchiedene Rohrſtücke . . . . | 13 | „ | 58 | „ | „ |
| 3 Füße . . . . . . . . . . . | 1 | „ | 104 | „ | „ |
| 1 Fußplatte . . . . . . . . | 2 | „ | 58 | „ | „ |
| | alſo 28 | Ctr. | 39 | Pfd. | |

und die Aufſtellungs- und Bearbeitungskoſten betragen ohne das Gußwerk ungefähr 50 Thlr.

Der Kupolofen, mit dem der erſte Verſuch angeſtellt wurde, erhielt einen Schacht 5 Fuß 11 Zoll hoch, in der Gicht 1 Fuß 6 Zoll, unter der Form 1 Fuß 8 Zoll weit; die Form liegt 15½ Zoll über dem Heerd, die Düſe iſt kreisrund und 2¼ Zoll weit. Wenn der Ofen in Betrieb geſetzt wird, ſo bekommt die Oeffnung eine mit Lehm beſchlagene Abflußrinne. Der Ofen wurde übrigens wie bei kalter Luft behandelt, nur erhielt er 540 Kubikfuß Luft mit einer Preſſung von 20½ Linien Queckſilberhöhe; bei einer Temperatur der Luft über 200° R. ſtieg jedoch die Preſſung bis 21½ Linien oder 29,9 Loth auf den Quadratzoll. Während die Temperatur der äußern Luft 15° R. war, ſtieg die Lufttemperatur, die ein Thermometer an der Form angab:

| | | |
|---|---|---|
| 15 Minuten nach dem Anblaſen bis | 60° | R. |
| 60 " " " " | 130 | " |
| 2 Stunden " " " " | 180 | " |
| 3 " " " " " | 230 | " |

über welchen Hitzegrad man bei vorgeſchriebener Lage des Apparats nicht hinaus kann, welchen man jedoch wahrſcheinlich dadurch wird überbieten können, daß man die Ringe der Gicht näher rückt.

Bei einer 5wöchigen Betriebsdauer mit heißer Luft iſt man zu der Ueberzeugung gelangt, daß das in Hohöfen bei heißem Winde gaar erzeugte Bruch- und Abfalleiſen ſich mit größerm Vortheil im Kupolofen verarbeiten läßt, als das bei kaltem Winde, daß dem Brucheiſen ⅓ bis ½ Waſcheiſen zugeſetzt werden kann, ohne die Güte des Guſſes zu gefährden, was früher nie zu erreichen war; und daß das vom Kupolofenbetriebe gefallene, ſchon umgeſchmolzene Brucheiſen zum zweiten Male mit günſtigem Erfolg durchgeſetzt werden kann. Der Verſuch, bloßes Waſcheiſen durchzuſetzen, gab zwar ein gaares und dichtes, jedoch hin und wieder poröſes Eiſen, das nicht lange Hitze behielt. Beim Umſchmelzen von bloßem Brucheiſen nahm man einfache Gichten, beim Verarbeiten von Brucheiſen und Waſcheiſen aber doppelte Koaksſätze, weil das letztere ſonſt zu leicht durchrollt. Die Arbeiten im Heerde ſind leichter wie früher und es entſtehen nicht ſo leicht Schlacken und Eiſenanſätze; die Schlacke iſt hitziger, ſteigt ſchnell empor und fließt ununterbrochen ab, die Gichtflamme iſt lebhaft, gelb, theilweiſe grünlich. Das Schmelzen iſt höchſt hitzig, die Tropfen rollen ununterbrochen, Verſetzen der Form durch Schlakken und rohe Eiſenſtücke werden nicht bemerkt. Das erzeugte Eiſen iſt feinkörniger als das vom Hohofen, grau und dicht, höchſt ſelten an den Kanten halbirt, ziemlich feſt. Stäbe von bereits umgeſchmolzenem Brucheiſen hielten auf den Quadratzoll 14,650 Pfd., andere als halb Waſch- und Brucheiſen 17,980 Pfd. aus. Auch ergab ſich bei dem hitzigern Eiſen ein ſtärkeres Schwinden. Früher reichte man aus, wenn man auf einen Fuß Länge ein Schwinde-

maaß von $\frac{1}{8}$ Zoll rechnete ($\frac{1}{96}$ der Länge), jetzt mußte man auf 1 Fuß Länge 0,153 — 0,145 Zoll rechnen.

Der Gichtengang hat eher zu⸗ als abgenommen, das Schmelzen geht raſcher; während man früher zum Einſchmelzen von 2000 Pfd. Eiſen 3 — 3½ Stunden Zeit bedurfte, ſo ſind jetzt nur 1½ Stunde erforderlich. Während 28 Tagen, der Tag zu 5½ Stunden Schmelzzeit, ſind 2008 Gichten durchgeſetzt worden, alſo täglich 71,7; dabei wurden 1917 Ctr. 58 Pfd. Eiſen umgeſchmolzen, alſo in 5½ Stunden 68 Ctr. 53 Pfd. Schacht und Heerd ſcheinen nicht ſtärker als bei kalter Luft angegriffen zu ſeyn, nur ſcheint der Schacht in der Gegend der Formhöhe hauptſächlich abgenutzt zu werden, während dies bei kalter Luft bis zur Gicht geſchieht.

Es ſind in den genannten 2008 Gichten bei einem Aufwande von 691 Ctrn. 82 Pfund Koaks und 6½ Tonne oder 46,22 Kubikfuß Kalkſtein: 1302 Ctr. 30 Pfd. Brucheiſen und 615 Ctr. 28 Pfd. Waſcheiſen durchgeſetzt worden und haben 978 Ctr. 6 Pfd. Gußwaaren und 645 Ctr. 104 Pfd. Brucheiſen gegeben; folglich waren erforderlich:

1) Zum Umſchmelzen von 100 Pfd. Bruch⸗ und Waſcheiſen: 36,07 Pfd. Koaks, 0,0003 Tonnen = 37,86 Kubikfuß Kalkſtein.

2) 100 Pfd. eingeſchmolzenes Eiſen haben gegeben: 51,52 Pfd. Gußwaaren, 33,68 Pfd. Brucheiſen, 14,90 Pfd. Eiſenverluſt.

3) Das Ausgebrachte enthielt aber:

60,04 Prozent Gußwaaren,
39,96 ⸗ Brucheiſen.

Brucheiſen für ſich allein hatte 10,67 Prozent, Waſcheiſen allein 25 Prozent Abgang, woran vorzüglich die in letzterm mitenthaltene Hohofenſchlacke ſchuld iſt.

Wenn man dieſe Reſultate gegen die frühern hält, ſo müſſen die letztern hauptſächlich deswegen als weniger günſtig erſcheinen, weil während 1831 und 1832 ſehr viele Vollkugeln gefertigt wurden, bei denen hohe Eiſenſätze geführt werden konnten.

Allgemeine Bemerkungen über den Betrieb der Kupolöfen mit erhitzter Luft*). — Wo es blos darauf ankommt, eine hinreichende Schmelzhitze zu erzeugen, wie bei dem Umſchmelzen des Roheiſens in den Kupolöfen, da haben ſich die Erſparungen an Brennmaterial bei Anwendung des erhitzten Winds auch am bedeutendſten gezeigt.

Es iſt beſonders merkwürdig und auffallend, wie ſich der Schmelzpunkt, bei den Kupolöfen eben ſo wie bei den Hohöfen, nahe bei den Formen befindet, daß der Schacht, welcher ſich früher nach oben ausweitete, jetzt nur noch unten vorzugsweiſe leidet und daß

*) Aus einer Abhandlung des Hrn. ꝛc. Wachler in Karſtens Archiv, 2. Reihe, Bd. 11, S. 198 ff.

jetzt, bei Anwendung des heißen Winds, in Kupolöfen von nur 6 bis 8 Fuß Schachthöhe ein zur Gießerei vollkommen taugliches Roheiſen bei Holzkohlen erblaſen werden kann, welches bei Anwendung von kaltem Winde ſchwerlich mit Erfolg gelungen ſeyn würde.

Aehnliche günſtige Reſultate liefern aber auch die Kupolöfen bei Koaks und zwar in den früher in Anwendung gebrachten Schächten von 5 bis 6 Fuß Höhe. Der Eiſenabgang, welcher früher gegen 9 bis 10 Prozent betrug, verminderte ſich auf 5 Prozent und die Erſparung an Brennmaterial erreichte an manchen Orten die faſt unglaubliche Höhe von 40 bis 50 Prozent.

Die Erfahrung hat den Beweis geliefert, daß das beim Hohofen mit heißem Wind erblaſene Roheiſen ſich mit größerm Vortheil im Kupolofen umſchmelzen läßt, als das bei kalter Luft erblaſene. Das ſolchergeſtalt umgeſchmolzene Roheiſen iſt zwar ebenfalls feinkörniger im Bruch, aber grau und ſehr dicht, höchſt ſelten an den Kanten halbirt. Dies Eiſen iſt im Allgemeinen eben ſo haltbar, als das bei kaltem Wind erblaſene, ſchwindet dagegen etwas Weniges mehr als dieſes.

Die in Schleſien angewendete Windtemperatur beträgt 180 bis über 200 Grad und läßt die Anwendung von Waſſerformen als unentbehrlich erſcheinen.

Bei dem Betriebe der Kupolöfen mit heißem Winde kann man allgemein keine Verminderung des Gichtengangs annehmen. Sind auch die Meinungen hierüber noch getheilt, ſo ſteht es doch feſt, daß man bei Anwendung des erhitzten Winds in 1½ Stunden eben ſo viel Eiſen niederſchmilzt, als früher in 3 bis 3½ Stunden.

Die in Gleiwitz angeſtellten Verſuche mit bei heißem Wind (180 bis 190 Grad) erblaſenem Königshütter Roheiſen haben in Kupolöfen, bei ebenfalls erhitztem Wind, ein ſcheinbar ſehr hitziges Eiſen, das zum Potteriegußſehr brauchbar war, gegeben, welches jedoch ſehr ſchnell erſtarrte und ſich daher zum Heerdguß, ſo wie zu allen Gußwaaren von geringer Dicke, wegen der leicht entſtehenden Schweißnäthe und namentlich wegen der beſondern Eigenſchaft, ſich mit der Krücke nicht gut ſchieben zu laſſen, nicht anwendbar zeigte. Jedoch hatte es durch das Umſchmelzen mehr an Haltbarkeit und einen höheren metalliſchen Glanz auf dem Bruch gewonnen.

Im Flammofen zeigte ſich dies Eiſen leicht ſchmelzend und hitzig, erſtarrte indeß auch ſchnell und veranlaßte viel Schweißnäthe, wodurch ſelbſt ſtarke Gußwaaren unbrauchbar wurden.

Die äußere Fläche der Gußwaaren zeigte ſich merklich härter als bei dem gewöhnlichen Koak-Roheiſen; das Innere dagegen war von ſehr lockerem undichten Gefüge, es erſtarrte an den äußern Wänden ſchnell, blieb aber inwendig lange flüſſig, daher oft nachgegoſſen werden mußte, um nicht Sacklöcher zu veranlaſſen. Ganz vorzüglich war dagegen das Verhalten desjenigen Koaks-Roheiſens,

welches bei einer niedern Temperatur von 80 bis 90 Grad im Hohofen erblaſen war.

Im Allgemeinen muß hier bemerkt werden, daß ſich die Formen bei den Kupolöfen meiſt hell hielten. Zur Erzielung einer flüſſigen Schlacke bedurfte es nur eines ſehr geringen Kalkſtein-Zuſchlags und die Wirkung der erhitzten Luft beim Kupolofen zeigte ſich in dem Verhältniß ſtärker, in welchem die Dichtigkeit der Koaks zunimmt, alſo gerade umgekehrt wie bei der Anwendung des kalten Winds, ſo daß der Unterſchied im Koaksverbrauch zu Gunſten der erhitzten Luft ſich deſto bedeutender ſtellt, je dichter die Koaks ſind. Die Backkoaks, nämlich die aus kleinen backenden Steinkohlen dargeſtellten Koaks, haben zu Gleiwitz beim Schmelzen mit erhitzter Luft ziemlich dieſelbe Wirkung geleiſtet als die Meilerkoaks (nämlich die in offenen Meilern aus großen Steinkohlenſtücken dargeſtellten Koaks) bei kalter Luft und dieſe letztern bei heißer Luft ſo viel als die in Theeröfen dargeſtellten Koaks bei kalter Luft, wogegen das in einer Stunde umzuſchmelzende Eiſenquantum bei kaltem und erhitzten Wind in Gleiwitz ziemlich daſſelbe iſt und zwiſchen 13 und 15 Ctr. wechſelte.

Die erſten Verſuche, rohe Steinkohlen beim Kupolofen mit erhitztem Wind anzuwenden, ſind zu Gleiwitz noch nicht ſo ausgefallen, daß ſich eine allgemeine Anwendung daraus folgern läßt. Es entwickelte ſich eine Menge ſehr ſchwefelwaſſerſtoffhaltiger Dämpfe, die ſich mehrere Mal mit heftigem Knall entzündeten, weshalb man ſie, um gefährlichen Exploſionen vorzubeugen, mehrere Mal anzündete. Die Gichten gingen langſam nieder, dagegen ſtieg die Temperatur des Winds bis auf 196—200 Grad. Die Gichtflamme war ſehr ſtark und wurde für die Aufgeber beſchwerlich. Das erſte Eiſen war ziemlich hitzig und unterſchied ſich von dem beim Schmelzen mit Meilerkoaks erhaltenen nur durch einen auffallenden Schwefelgeruch beim Abſtechen. Das folgende Eiſen, bei ſtets abnehmender Gichtenzahl, wurde immer matter, die bisher blendend hell geweſenen Formen fingen an ſich zu verdunkeln und Schalen von verſchlacktem Eiſen anzuſetzen. Beim Abſtechen kam keine Schlacke mehr und die wenig mit abfließende war ſehr zähe, obgleich man es, beſonders bei den ſchwereren Eiſenſätzen, an Kalkzuſchlag nicht hatte fehlen laſſen. Um mehr Hitze in den Heerd zu bringen, ſetzte man wieder Meilerkoaks und nachdem einige Gichten in den Heerd eingetreten, wurde das vorher matte und zum Poteriegußuntaugliche Eiſen wieder hitziger; es bildete ſich ſchon etwas flüſſigere Schlacke, die Formen wurden lichter und die Anwüchſe von halbverſchlacktem, halbgefriſchten Eiſen wurden ſo weich, daß ſie bald losgeſtoßen werden konnten. Bei den Koaksgichten ſank die Temperatur des Winds wieder auf 160 bis 170 Grad zurück.

Seit der Einführung des erhitzten Winds ſind die Verſuche, Waſcheiſen aus Schlacken von Holzkohlenöfen für ſich allein in Kupolöfen bei Koaks einzuſchmelzen, zwar überaus glücklich ausgefallen, doch begnügte man ſich mit dem Vortheil eines Zuſatzes bis zur Hälfte, wobei die Güte des Eiſens noch ganz vorzüglich war.

Eine wichtige Erfahrung, die man bei Anwendung von heißem Winde beim Kupolofen gemacht hat, beſteht darin, daß man bei Gebläſen, welche den Wind mit ſehr geringer Preſſung liefern, noch ein flüſſiges brauchbares Eiſen erblaſen kann.

Hauptreſultate:

1) Der Gang im Kupolofen iſt um vieles leichter und es bedarf, um eine flüſſige Schlacke zu erhalten, kaum der Hälfte des früher etwa angewandten Kalkzuſchlags.

2) Die Produktion im Kupolofen iſt wegen der großen Tragbarkeit der Kohlen um die Hälfte, ſelbſt bis zu $\frac{2}{3}$ des frühern Quanti vergrößert.

3) Das Eiſen iſt flüſſiger, hitziger, ſtets grau, ſehr ſelten halbirt und füllt die feinſten Formen aus.

4) Die heiße Luft geſtattet die ſonſt nie erreichte Umſchmelzung des Roheiſens bei Holzkohlen in ganz niedrigen, 5 Fuß hohen Kupolöfen mit großer Erſparung an Schmelzmaterial und unbeſchadet der Güte des Eiſens.

5) Die Erſparung an Brennmaterial beträgt die faſt unglaubliche Höhe bis an 40 Prozent und der Eiſenabgang iſt eben ſo um 4 bis 6 Prozent vermindert.

## Flammöfen*).

Die in England zum Umſchmelzen des Roheiſens angewendeten Flammöfen ſind entweder ſolche mit einfachem oder mit doppeltem Gewölbe. Letztere ſtehen hauptſächlich in Staffordſhire in Anwendung. In denſelben ſammelt ſich das geſchmolzene Roheiſen in einem engen und tiefen Raume, ſo daß die Oxydation auf eine geringere Oberfläche einwirken kann, als bei den gewöhnlichen Oefen; auch iſt bei jenen der Abgang an Roheiſen geringer. Außerdem verbrennen ſie weniger Kohlen und da ſich das Roheiſen in der Nähe des Feuerraums ſammelt, ſo iſt es flüſſiger. Die Flammöfen mit einfachem Gewölbe ſind im Allgemeinen in Wales, Yorkſhire und Schottland im Gebrauch, ſie werden dort den andern vorgezogen, welches daher kommen mag, daß die Oefen mit doppeltem Gewölbe ſchwieriger zu conſtruiren ſind.

Die Figg. 9 und 10, Taf. 33 geben die genauen Dimenſionen eines Ofens mit doppeltem Gewölbe, der auf der Hütte zu Horſeley

*) Voyage métall. I. 504.

bei Dudley angewendet wird. Man gebraucht zur Verbindung der beiden Gewölbe Ziegelſteine von eigenthümlicher Form. Fig. 11 ſtellt einen derſelben dar; ſie ſind 3½ Zoll dick und die übrigen Dimenſionen ſind auf der Abbildung angegeben. Die gewöhnlichen Ziegelſteine ſind 9 Zoll lang, 4½ Zoll breit und 2½ Zoll dick. Die Eſſe iſt 45 Fuß hoch.

Dieſer Ofen hat drei Oeffnungen; eine in der Nähe der Eſſe zum Einſetzen des Roheiſens; ſie iſt 23 Zoll hoch und 25 Zoll breit. Sie wird durch eine Thür geſchloſſen, die aus einem mit Ziegelſteinen ausgeſetzten eiſernen Rahmen beſteht. Die zweite iſt vor dem Sumpf vorhanden, in welchem ſich das Roheiſen ſammelt; ſie dient zum Reinigen, ſo wie zur Reparatur des Ofens und zum Abſtich. Während des Betriebs iſt ſie durch eine Ziegelſteinmauer verſchloſſen; ſie iſt 3 Fuß 4 Zoll hoch und 1 Fuß 4 Zoll breit. Die dritte Oeffnung endlich von 9½ Zoll Breite und 10½ Zoll Höhe iſt das ſogenannte Schürloch, mittelſt welchem das Brennmaterial auf den Roſt gebracht wird.

Die Figg. 5, 6, 7 und 8 ſtellen einen andern Ofen mit doppeltem Gewölbe in Staffordſhire dar. — Mehrere ſolche Oefen haben an einigen Orten auch eine gemeinſchaftliche Eſſe von 8 Fuß Durchmeſſer an der Baſis und von 80 bis 100 Fuß Höhe.

Man kann in dieſen Oefen 3¼ bis 4 Tonnen Roheiſen auf einmal einſchmelzen; man verbrennt dabei ½ Tonne Steinkohlen auf die Tonne Roheiſen und hat einen Roheiſenabgang von 10 Prozent. In derſelben Hütte hat man gefunden, daß bei einem Flammofen mit einfachem Gewölbe der Steinkohlenaufwand faſt derſelbe, der Eiſenverbrand aber 12 Prozent ſey.

In einer Gießerei zu Glasgow hat der Heerd eines Flammofens mit einfachem Gewölbe eine ſehr ſtarke Neigung, ſo daß man im Stand iſt, eine bedeutende Quantität Roheiſen auf einmal einzuſchmelzen; die Gänge werden zu verſchiedenen Zeitpunkten eingeſetzt. Der Heerd iſt von der Brücke bis zur Eſſe 6½ Fuß lang und hat 18 Zoll Neigung. Die Entfernung von der Brücke bis zum Gewölbe beträgt 13 bis 14 Zoll. Die Eſſe iſt 30 Fuß hoch.

Der Betrieb der Flammöfen bietet nichts Beſonderes dar. Gewöhnlich wird der Ofen vor dem Einſetzen des Roheiſens 1½ Stunden gefeuert und dadurch der Heerd verglaſt. Dadurch wird der Abgang vielleicht etwas vermindert, da das Roheiſen eine kürzere Zeit dem durch den Ofen ziehenden Luftſtrom ausgeſetzt iſt. — Man ſchmilzt ungefähr eine Tonne Roheiſen in der Stunde und zum Schmelzen der erſten Tonne verbraucht man eine Tonne Steinkohlen, dagegen zum Schmelzen der folgenden ½ Tonne.

Die Oefen mit geneigtem Heerde ſind jedoch keineswegs vortheilhaft. In der Kanonengießerei zu Lüttich in Belgien hat der geſchickte Direktor derſelben, Major **Frédéricks**, nach vielen Verſu-

chen mit verſchieden geſtalteten und verſchieden großen Flammöfen, den in Fig. 12 und 13, Taf. 33 im Durchſchnitt und Grundriß dargeſtellten den Vorzug gegeben. Der Heerd iſt faſt horizontal und groß genug, um 4500 Kilogr. (86 Cölln. Ctr.) zu halten.

Um den Abbrand des Roheiſens zu vermindern, machte man zuerſt das Metallbad tiefer, allein es entſtand dadurch ein großer Temperaturunterſchied zwiſchen den untern und obern Schichten des Bades. Man iſt aber zu einem möglichſt geringen Abbrande durch einen faſt horizontalen Heerd und durch das folgende Verfahren gelangt.

Ehe man den Ofen beſetzt und feuert, breitet man auf der Sohle eine Schicht von großen Cinders, die beim Feuern des Ofens ſelbſt fallen, aus. Nach dem Laden und Feuern des Ofens entzünden ſich die Koaks, werden rothglühend, erheben die innere Temperatur, beſchleunigen die Schmelzung der Materien, bedecken das flüſſige Roheiſen und ſchützen daſſelbe gegen Abbrand. Auch hat nicht allein die Anwendung der Cinders eine Verminderung der Neigung der Heerdſohle geſtattet, ſondern ſie hat auch die Temperatur in der Nähe des Abſtichs um Vieles erhöht und man konnte das Roheiſen ſo hitzig gießen, als man wollte, welches für die Feſtigkeit der Güſſe ſehr wichtig iſt. Bei dieſer zweiten Schmelzung erleidet das Roheiſen keine Veränderung ſeiner Beſchaffenheit, ſondern es bleibt grau.

Der Abgang und das auf dem Heerde zurückbleibende Schaleneiſen haben ſich ſehr vermindert; der erſtere iſt unbedeutend und letzteres, welches 12 oder 15 Prozent betrug, beläuft ſich jetzt nur auf die Hälfte.

Auch der Brennmaterialienverbrauch hat ſich ſehr vermindert. Um 100 Th. flüſſiges Roheiſen zu erlangen, verbrauchte man in den alten Oefen 80 bis 90, in den neuen aber nur 55 bis 60 Gewichtstheile Roheiſen.

Da die obern Schichten des Bads immer weit hitziger ſind als die untern, ſo hat man an dieſen neuern Lütticher Oefen zwei Oeffnungen zum Abſtechen des Roheiſens in verſchiedenen Höhen angebracht, ſo daß man Traube und Bodenſtück der Geſchütze mit höchſt flüſſigem Roheiſen gießen kann, denn offenbar verlangt der letztere Theil einer Kanone, in welchem die Exploſion erfolgt, den höchſten Grad von Feſtigkeit. Wenn das Bodenſtück aus der obern Stichöffnung abgegoſſen worden iſt, ſo verſchließt man dieſelbe und gießt den übrigen Theil aus der untern Oeffnung ab.

## Dritter Abſchnitt.

### Von der Stabeiſenbereitung.

Die Stabeiſenfabrikation, welche ſtets (mit Ausnahme der Rennarbeit) in dem Verfriſchen des Roheiſens beſteht, muß beſonders zwei ſehr verſchiedene, aber in gegenſeitiger Abhängigkeit ſtehende Geſichtspunkte berückſichtigen, einen großen Haushalt in den Produktionskoſten und eine große Güte des Eiſens, ſo daß es möglichſt hoch verkauft werden kann.

Die Beſchaffenheit und beſonders der Grad der Reinheit des zu verfriſchenden Roheiſens, welche wiederum von der Zuſammenſetzung der Erze, aus denen es erblaſen iſt, abhängen, iſt einer der wichtigſten Geſichtspunkte, wenn gutes Stabeiſen fabricirt werden ſoll. Das Holzkohlen-Roheiſen würde zu dem Ende ſtets den Vorzug erhalten, wenn es nicht immer weit theurer als das bei Koaks erblaſene wäre; allein dieſe der Beſchaffenheit des Roheiſens zugeſchriebene Wichtigkeit ſetzt voraus, daß das Brennmaterial, mit welchem das Metall bei dem Eiſenfriſchprozeß in Berührung tritt, ſelbſt keine ſchädliche Subſtanz enthält, welcher Bedingung ebenfalls nur die Holzkohle entſpricht. Will man das Roheiſen und ſelbſt das bei Koaks erblaſene mit mineraliſchem Brennmaterial, Steinkohlen oder Koaks verfriſchen, ſo muß man dieſe Berührung wenigſtens unter den Umſtänden, unter denen ſie am nachtheiligſten iſt, vermeiden und hauptſächlich hierin unterſcheidet ſich die ſogenannte Engliſche Friſchmethode von dem gewöhnlichen Heerdfriſchen mit Holzkohle. Man weiß übrigens, daß in Beziehung auf die Qualität das auf die letztere Weiſe fabricirte Roheiſen bei weitem beſſer als das mittelſt jener Methode dargeſtellte iſt, beſonders wenn man bei Holzkohlen erblaſenes Roheiſen angewendet hat.

Demnach wird die Beſchaffenheit des von einer gegebenen Roheiſenſorte dargeſtellten Stabeiſens ohne allen Zweifel ſtets mehr oder weniger von ſeiner Zuſammenſetzung, aber auch von dem beim Verfriſchen angewendeten Verfahren, ſo wie auch außerdem noch von den verſchiedenen, zweckmäßig ausgeführten und nach der Beſchaffenheit des Roheiſens und der darin enthaltenen fremdartigen Materien modificirten Manipulationen und Erfahrungen abhängen.

Iſt das Roheiſen rein, ſo hat es gar keine Schwierigkeiten, daraus gutes Stabeiſen darzuſtellen, vorausgeſetzt, daß es nicht durch die Berührung mit dem Brennmaterial verbunden wird. Iſt das Roheiſen nur mittelmäßig, ſo gibt es mehr oder weniger theure und unvollkommene Mittel, um ein gutes Stabeiſen daraus zu fabriciren. Zuweilen iſt es hinreichend, auf die Ausführung der Proceſſe

mehr Sorgfalt zu verwenden, zuweilen muß man die Dauer von einigen derſelben verlängern, ein anderes Mal endlich müſſen ſie mehrmals bei einer und derſelben Metallmaſſe wiederholt werden, allein die Anwendung dieſer verſchiedenen künſtlichen Mittel verurſacht immer mehr Koſten als die gewöhnliche Friſcharbeit. Der Brennmaterialienverbrauch, der Eiſenabgang und die Arbeitslöhne vermehren ſich ebenfalls, ſo daß der Productionspreis ſehr ſchnell in dem Maaſe ſteigt, als man die Beſchaffenheit des Stabeiſens beim Verfriſchen mittelmäßigen und ſchlechten Roheiſens zu verbeſſern ſucht. Was nun die ſchlechteſten betrifft, ſo würde wenig dabei an Qualität zu gewinnen ſeyn und der Vortheil würde nicht durch die zu machenden Opfer aufgehoben werden.

Man weiß übrigens ſeit langer Zeit, daß die erſte und wichtigſte Bedingung, um gutes Stabeiſen zu fabriciren, die iſt, ein gutes Roheiſen verarbeiten zu können; daß es durchaus frei von den Subſtanzen ſeyn muß, die als der Qualität des Eiſens am nachtheiligſten angeſehen und welche durch unſere Friſchmethoden nur ſehr unvollkommen abgeſchieden werden können. Es darf daher nur Kohlenſtoff gebunden enthalten. Man ſieht demnach ein, daß es für jede Art Roheiſen, für jede Art des angewendeten Brennmaterials, ſo wie für jede Friſchmethode, deren Anwendung man für zweckmäßig erachten wird, einen Grad der Eigenſchaft des Eiſens gibt, den zu erreichen man ſich beſtreben muß, den man aber ohne Nachtheile nicht überſchreiten kann, weil ſonſt die Fabrication vortheilhaft zu ſeyn aufhört. Es iſt dies eine ſehr verwickelte Frage, die für jede Hütte oder für jede Gruppe von Hütten unterſucht werden muß, da ſie von localen Umſtänden abhängt. Sie iſt jetzt von großer Wichtigkeit, da die Deutſchen und Franzöſiſchen Hütten, welche zum Theil oder gänzlich mit vegetabiliſchem Brennmaterial betrieben werden, eine ſehr bedeutende Concurrenz mit den Engliſchen und auf Engliſche Weiſe eingerichteten Stabeiſenfabriken auszuſtehen haben.

Zu der Stabeiſenfabrikation ſind verſchiedene Methoden angewendet worden und zuweilen auf benachbarten Hütten und mit derſelben Roheiſenſorte in gegenſeitiger Concurrenz. Auf dieſe Weiſe werden die erlangten Produkte in Beziehung auf die Produktionskoſten und in Beziehung auf ihre Qualität, welche den Verkaufspreis beſtimmt, nothwendig mit einander verglichen. Neu erlangt man das Gedeihen der Friſchhütten, ſelbſt der älteſten, ſowohl im Einzelnen als in ihrer Geſammtheit, am beſten durch die Wahl des Friſchproceſſes, der am zweckmäßigſten für die Beſchaffenheit des Roheiſens iſt, ſo wie durch die Art des Brennmaterials, welches man zu einem gewiſſen Preis erlangen kann.

Wir können die verſchiedenen, jetzt gebräuchlichen Arten der Stabeiſenfabrikation auf drei Methoden zurückführen.

1) Das Verfriſchen des Roheiſens mit Holzkohle in den alten Feuern; das dazu angewendete Roheiſen iſt mit wenigen Ausnahmen (z. B. in Oberſchleſien) bei Holzkohlen erblaſen.

2) Die Engliſche Friſchmethode, bei welcher man auch mit geringen Ausnahmen nur mineraliſches Brennmaterial und bei Koaks erblaſenes Roheiſen anwendet.

3) Endlich eine gemiſchte Methode, bei welcher man nur Steinkohlen und bei Holzkohlen erblaſenes Roheiſen anwendet.

Da dieſe letztere die neueſte und diejenige iſt, bei welcher die Qualität des aus Holzkohlen-Roheiſen dargeſtellten Stabeiſens am beſten beibehalten werden kann, bei welcher nur mineraliſches Brennmaterial angewendet wird und da man dies Verfahren faſt überall ſtatt des gewöhnlichen Friſchens einführen muß, wo es an Holzkohlen mangelt, Steinkohlen dagegen zu nicht zu hohen Preiſen zu erlangen ſind, ſo verdient es unſere ganze Aufmerkſamkeit. Es iſt dieſe Friſchmethode weniger bekannt als alle übrigen, iſt aber auch wahrſcheinlich vieler Verbeſſerungen fähig. Da ſie in der Champagne entſtanden und zuerſt angewendet worden iſt, ſo hat man ſie die Champagneſer Friſchmethode (méthode champenoise f.) genannt.

## Fabrikation des Stabeiſens mittelſt Holzkohlen.

Das Heerdfriſchen, welches im Allgemeinen nur bei Holzkohlen-Roheiſen angewendet wird, iſt eine ſehr alte Methode, die ihren Zweck ſehr gut erreicht und ein ſehr gutes Stabeiſen liefert, ſobald die Arbeiter gehörig geübt und ſehr aufmerkſam auf die Details des Proceſſes ſind. Was ihn hauptſächlich von den andern Entkohlungsmethoden des Roheiſens unterſcheidet, iſt, daß das Metall in Berührung mit dem Brennmaterial friſcht und daß es übrigens während der Operation der Einwirkung eines künſtlichen Luftzugs unterworfen iſt, deſſen Oxydationskraft ſtärker als die der aus der Eſſe eines Flammofens entweichenden Flammen ſeyn muß. Dieſe Methode der Stabeiſenfabrikation hat bis neuerlich gar keine weſentlichen Veränderungen erlitten und die Unterſchiede in dem Verfahren ſchienen eben ſo häufig von den Gewohnheiten der Arbeiter, als von der Beſchaffenheit des Roheiſens abzuhängen, wie man das Weitere aus dem 4ten Bande des Karſten ſchen Handbuchs der Eiſenhüttenkunde erſehen kann. Wenn zuweilen und bei gewiſſen Manipulationen ein beſſeres Eiſen erfolgte, ſo war dies auch mit einem größern Brennmaterialienaufwande verbunden und ſie mußten daher mit andern haushälteriſchen Methoden erſetzt werden.

Die ſogenannte Deutſche Friſchmethode, die beſte unter den verſchiedenen Arten des Heerdfriſchens, zeigt aber ſelbſt einige Verſchiedenheiten bei ihrer Ausführung, die hauptſächlich von der

Menge des auf ein Mal einzuſchmelzenden Roheiſens, oder von dem Gewichte der Luppen und von der Schnelligkeit des Friſchens bedingt werden. Dieſe Umſtände können von der Beſchaffenheit des angewendeten Roheiſens, von dem Grade der Reinheit deſſelben und endlich von der Art der davon abzuſcheidenden ſchädlichen Subſtanzen abhängen. Unglücklicher Weiſe ſind dies ſtets die unbekannt bleibenden Urſachen und dies hält die Fortſchritte der Hüttenkunde ſehr auf. Wir beſchränken uns hier auf ein Beiſpiel.

In den beſſern Deutſchen Friſchhütten macht man große, bis 3 Ctr. ſchwere Luppen, wogegen man in andern Deutſchen und Franzöſiſchen Hütten nur 1 bis 2, ja hin und wieder nur ¾ Ctr. Roheiſen einſchmilzt. Nun ſteht freilich die Dauer des Prozeſſes im Verhältniß zu der zu verfriſchenden Maſſe und man kann daher bei kleinen Luppen in einer gewiſſen Zeit eben ſo viel Stabeiſen produciren, als bei großen Luppen, allein es iſt — was wohl zu berückſichtigen — der Abgang bei dieſen bedeutender als bei den großen Luppen, auch dürfte bei dieſen der Kohlenaufwand geringer ſeyn.

Seit einigen Jahren hat man, in Folge des ſtets ſteigenden Preiſes des vegetabiliſchen Brennmaterials, die Verſuche zu einem haushälteriſchern Verfahren bei dem Friſchen verdoppelt und eine Reihe von Veränderungen angegeben, von denen jedoch eine gute Menge noch gar nicht ausgeführt worden iſt.

Wir müſſen uns daher auf diejenigen beſchränken, welche die wichtigſten Reſultate und gehörig beſtätigte Vortheile gegeben haben. Es ſind folgende:

Anwendung erhitzter Gebläſeluft bei dem Friſchfeuerbetriebe*). Dieſe iſt zwar ſchon ziemlich allgemein verbreitet, indeß ſtimmen die bekannt gewordenen Reſultate immer noch nicht vollſtändig mit einander überein, welches bei der Verſchiedenheit des zu verfriſchenden Roheiſens, bei der Verſchiedenartigkeit des Brennmaterials und bei den unter einander abweichenden Friſchmethoden nicht auffallend ſeyn kann.

Der Zweck des Friſchprozeſſes beſteht nicht nur in Abſcheidung der Kohle, ſondern auch in der Entfernung der dem Roheiſen beigemengten fremdartigen Beſtandtheile, welche oxydirt und als Schlacke abgeſchieden werden ſollen. Nach der verſchiedenartigen Beſchaffenheit dieſer Verbindungen des Roheiſens mit fremden Beſtandtheilen muß deren Abſcheidung durch wiederholtes Oxydiren und Reduciren nach und nach bewirkt werden, vorausgeſetzt daß ſie leichter oxydirbar, aber ſchwerer reducirbar ſind, als das Eiſen und deſſen Oxydul. Wenn nun mit der Anwendung des heißen Winds vorzugsweiſe eine bedeutende Temperaturerhöhung und dadurch herbeigeführte Beſchleu-

*) Aus einer Abhandlung des Herrn Wachler in Karſtens Archiv 2. Reihe Bd. 10. 709 ff.

nigung des chemiſchen Prozeſſes bei allen Schmelzprozeſſen verbunden iſt, bei welcher nicht die ganze Schmelzmaſſe reducirt werden ſoll, ſo muß die Erhitzung des Winds auch beim Friſchprozeß auf die Abſcheidung der fremdartigen Beſtandtheile günſtig einwirken, dagegen aber der Entkohlung des Eiſens hinderlich ſeyn, weil durch die hohe Temperatur das Gaaren des Eiſens verzögert oder im Allgemeinen die Friſchzeit verzögert wird, welches die Erfahrung auch vollkommen beſtätigt.

Auf der Hütte bei Lauffen am Rheinfall, woſelbſt ſich 3 Friſchfeuer mit erhitzter Luft ſeit Anfang 1834 im Betriebe befinden, will man bei einem Feuer wöchentlich über 360 Kubikfuß Tannenkohle erſparen und ein Ausbringen von 80 bis 82 Prozent Stabeiſen erhalten, wobei die Windtemperatur 160° R. nicht überſteigt. Indeß wird die erhitzte Luft nur beim Schmieden und Einſchmelzen und kalte beim Roh- und Gaarfriſchen angewendet.

Auf den Würtembergiſchen Hütten zu Abtsgemünd, Unterkocher und Königsborn wollte ſich das zu Waſſeralfingen bei heißer Luft erblaſene Roheiſen anfänglich in den Friſchfeuern nicht gut verarbeiten laſſen, zeigte ſich ſehr roh und forderte daher auch mehr Zeit, um ein gutes Stabeiſen zu geben. Dies gab Veranlaſſung, auch bei den Friſchfeuern den heißen Wind in Anwendung zu bringen, wodurch man die Ueberzeugung erlangte, daß ſich das bei heißem Wind erblaſene Roheiſen bei dieſem leichter als bei kaltem Winde verfriſchen laſſe. Die Vorrichtungen zur Erhitzung des Winds ſind ſehr einfach und beſchränken ſich darauf, daß man den Wind in einem 4 Zoll weiten Rohr in der Eſſe 10 Fuß hoch hinauf und wieder herab zur Form führt, wodurch der Wind bis zu einer Temperatur von 100 bis zu 110° R. erhitzt worden ſeyn ſoll. Ein flacherer Feuerbau ſoll den Rohgang gemindert haben. Zum Friſchen ſelbſt werden nur Fichten- mit etwas Weißtannenkohlen angewendet. Man gebrauchte bei kaltem Winde zu 1 Ctr. (104 Pfd.) Stabeiſen 21 Kubikfuß Kohlen, oder zu 100 Pfd. preußiſch 15,32 Kubikfuß preuß. und lieferte aus 100 Pfd. Roheiſen 73,95 Pfd. Stabeiſen. Bei *heißem* Wind aber gebrauchte man zu 1 Ctr. Stabeiſen 18 Kubikfuß Kohlen oder zu 100 Pfd. preuß. 13,15 Kubikfuß preuß. und lieferte aus 100 Pfd. Roheiſen 75,95 Pfd. Stabeiſen.

Bei den fortgeſetzten Verſuchen in Abtsgemünd bemerkte man, was man ſchon durch den Hohofenbetrieb beſtätigt gefunden hatte, daß die durch den heißen Wind bewirkte Hitze nur einen kleinen Schmelzpunkt bilde, ſich folglich nicht weit ausbreite und kam dadurch auf den Gedanken, abwechſelnd theils kalte, theils warme Luft nach den verſchiedenen Friſchperioden anzuwenden, welches einen ſehr günſtigen Erfolg gehabt haben ſoll.

Beim Wärmen und Ausſchmieden, ſo wie beim Einſchmelzen wird der heiße und nur beim eigentlichen Friſchen der kalte Wind

angewendet. Tritt beim Friſchen zuweilen der Fall ein, daß die Schlacke zu ſteif wird und ſich nicht recht vom gefriſchten Eiſen trennen will, ſo bedarf es nur des Einlaſſens des heißen Winds auf einige Minuten, um die Schlacke ſogleich flüſſig zu erhalten und ihre Scheidung vom Eiſen zu bewirken.

Der Feuerbau war folgender:

| | | |
|---|---|---|
| Weite des Heerds von der Schlackenplatte bis Hinterzacken | 24 | Zoll |
| von Formſeite bis Gicht | 18 | " |
| die Form liegt vom Rücken | $9\frac{1}{2}$ | " |
| über dem Boden | $8\frac{1}{2}$ | " |
| die Form ragt ins Feuer | $2\frac{3}{4}$ | " |

hat Fall 13 — 14 Grad, das Feuerauge iſt halbrund, 2 Zoll breit, 1 Zoll hoch Würtembergiſches Maas.

Nach dem Urtheile des Berichterſtatters, des Herrn Oberhütteninſpektor Schäffer zur Saynerhütte, möchte aus den gegebenen Mittheilungen hervorgehen, daß man durch den abwechſelnden Gebrauch des heißen und kalten Winds beim Friſchen weder eine größere Production noch weſentlich beſſere Reſultate, ſondern nur allein den Vortheil der leichtern Arbeit erlangt habe, wodurch es möglich wird, daß auch weniger geübte Arbeiter das ſonſt ſo ſchwer zu verfriſchende, bei heißem Wind erblaſene Roheiſen mit guten Reſultaten zu Stabeiſen umändern können.

Auf der Michelbacher-Hütte im Naſſauiſchen werden die Friſchfeuer ebenfalls abwechſelnd mit kalter, heißer und nur warmer Luft betrieben. Nach der Mittheilung des zeitigen Beſitzers, Herrn C. Loſſen, wird heißer Wind (von 200 bis 220° Celſ.) beim Einſchmelzen oder Ausſchmieden, kalter hingegen beim Friſchen nach dem Aufbrechen, jedoch auch mehr oder weniger heiß, je nachdem der Gang des Feuers gaar oder roh iſt, angewendet. Heiße Luft bringt immer Rohgang hervor. Dadurch, daß der heiße Wind das Einſchmelzen beſchleunigt, daß er Kohlen und Eiſen weniger verzehrt, daß ſich die dickflüſſige Gaarſchlacke bei der Friſchperiode durch Anwendung von heißer Luft, durch Erlangung einer großen Dünnflüſſigkeit, leicht vom Deul trennen läßt, hat man nicht nur günſtige Reſultate erhalten, ſondern das Stabeiſen iſt auch weicher und gleichförmiger ausgefallen. Früher gebrauchte man zu 100 Pfd. Stabeiſen 14 Kubikfuß Rheinl. harte Holzkohlen und hatte 25 Prozent Abgang, wenn Eiſen in den ſchwächſten Sorten dargeſtellt ward. Bei der Anwendung von heißer Luft braucht man nur 10,6 Kubikfuß Kohlen zu 100 Pfd. Stabeiſen und will mit einem Abgang von nur 20 Prozent arbeiten.

Recht belehrende Aufſchlüſſe haben die Harzer Eiſenhütten geliefert, indem Königshütte, Rothehütte, Elend, Rübeland, Tanne, der Siberaaler Hammer, Thale und mehrere andere Werke ſich der heißen Luft beim Friſchhüttenbetriebe bedienen. Hier finden wir zuerſt

gründlich angeſtellte Friſchverſuche bei kalter Luft für das bei kalter und bei heißer Luft erblaſene Roheiſen, woraus ſich ergibt, daß das Ausbringen und ſelbſt der Kohlenverbrauch in beiden Fällen ziemlich gleich geblieben ſind, indem die unbedeutenden Differenzen bei einem und demſelben Roheiſen und Arbeitsverfahren nur von zufälligen Umſtänden herrühren konnten. Das Rothehütter-Roheiſen iſt immer etwas zum Gaargange geneigt und es ſcheint daher, daß bei dieſem Eiſen vorzüglich die Anwendung der erhitzten Luft von günſtigem Erfolge geweſen iſt.

Bedeutender zeigten ſich aber die Verſchiedenheiten des bei kalter Luft erblaſenen Roheiſens beim Verfriſchen mit heißem Winde. Man wendet die bis zu 150—200° R. erhitzte Luft während des ganzen Friſchprozeſſes an. Die Apparate beſtehen ganz einfach aus an der Brandmauer befeſtigten 4 Fuß hohen und 14 Zoll breiten Doppelkaſten, welche 1½ Zoll lichte Weite beſitzen und auf dem Formkaſten aufſitzen. Man ſchmolz wie gewöhnlich 2 Ctr. 32 Pfd. zu einer Luppe ein und behandelte, da alle Erfahrungen über die Wirkung der erhitzten Luft beim Friſchen ermangelten, dieſelbe gerade wie ſonſt. Es zeigten ſich aber bald bedeutende Verſchiedenheiten; das Einſchmelzen erfolgte raſcher als ſonſt und das Ausſchmieden der Schirbel von der vorigen Luppe zeigte ſich ſehr leicht, da man eine recht ſaftige Schweißhitze erhielt; ein Verhalten, welches ſich bei allen folgenden Luppen gleich blieb. Aber dazu erhielt man einen ſo bedeutenden Rohgang, daß ſich das Eiſen durchaus nicht zur Gaare bringen ließ; die gewöhnlichen Hilfsmittel, namentlich größere Zuſätze von gaarenden Zuſchlägen, blieben ohne Erfolg, man brachte mehrere Mal den Klumpen vor die Form, um ihn dem Luftſtrom recht auszuſetzen, aber auch eben ſo raſch und oft ſchmolz er und kam wieder roh nieder, ohne an Gaare viel zugenommen zu haben. Dazu kam noch, daß der Boden, durch gaares Eiſen nicht geſchützt, von der rohen hitzigen Schlacke dergeſtalt angegriffen ward, daß auch dieſer, der ſonſt bei kalter Luft länger als acht Tage gehalten, jetzt oft alle 2 bis 3 Tage ausgewechſelt werden mußte. Eben ſo wollte auch die Form nicht mehr ſo lange halten und ſchmolz oft ganz ab. Die verſtärkten Zuſchläge von Gaarſchlacke und Hammerſchlacke konnten den Rohgang nicht hemmen, man ſuchte daher ein ſchützendes Mittel in der Veränderung des Feuerbaues zu finden. Anfänglich wollte man die Form dem Hinterzacken näher bringen, um einen größern Gaargang herbeizuführen, doch ſtand man bald davon ab und verſuchte das Feuer flacher zu bauen; dies Mittel half vollkommen. Man änderte nun den Feuerbau dahin ab, daß man die Tiefe des Feuers von 11½ auf 9½ Zoll verminderte und die Form Statt 13 nur 11° ſtechen ließ. Dadurch bewirkte man, daß das Eiſen, weil der Wind es nicht ſo ſcharf faſſen konnte, weniger hitzig niederſchmolz und länger vor der Form verweilte, folglich dem Einfluſſe

des Sauerſtoffs länger ausgeſetzt blieb. Bei der auf dieſe Weiſe getroffenen Feuerſtellung ging das Friſchen immer beſſer vor ſich, auch wurden die Arbeiter mit dem neuen Verfahren mehr vertraut, ſo daß man nur unbedeutend mehr Zeit gebrauchte, aber vorzügliches Stabeiſen bei einer nicht ganz unbedeutenden Erſparung von Brennmaterial darſtellte. Dennoch ließ ſich der ſtärkere Rohgang nicht ganz beſeitigen. Das Ausbringen war ſehr günſtig und betrug beim Friſchen mit heißem Wind über 4 Prozent mehr. Eben ſo erſchien die Kohlenerſparung nicht unbedeutend und die Beſchaffenheit des erzeugten Stabeiſens war ſehr gut, indem nur 7,3 Prozent bei der Probe nicht aushielten. Dagegen hatte man das Gewicht des Eiſens zu einer Luppe von 2 Ctrn. 32 Pfd. auf 2 Ctr. 4 Pfd. beſchränken müſſen.

Es ergibt ſich aus den am Harz angeſtellten ſehr genauen vergleichenden Verſuchen:

1) Es erfolgten weniger Schlacken, zum Beweiſe, daß die erhitzte Luft nicht ſo viel Eiſen verſchlackt habe, daher auch das beſſere Ausbringen.

2) Es fiel weniger Hammerſchlag, eine Folge der beſſern Schweißbarkeit des Eiſens, was ſich auch deutlich beim Ausſchmieden bemerken ließ.

3) Zum Friſchen iſt wegen des Rohgangs bei weitem mehr Zeit erforderlich.

4) Beim Ausſchmieden wird etwas an Zeit erſpart.

5) Die Erſparung an Brennmaterial iſt nicht unbedeutend, indem ſie über $\frac{1}{4}$ des bei kaltem Winde gebrauchten Kohlenquantums beträgt.

6) Die durch den ſtarken Rohgang bei Anwendung der heißen Luft entſtehende hitzige Rohſchlacke wirkte ſehr nachtheilig durch das Zerfreſſen der Friſchböden und durch das häufige Abſchmelzen der Form. Die Mittel, welche man dagegen anwendete, beſtanden:

1) in Verengung des Feuers;

2) Flacherbauen deſſelben;

3) ſtärkerem Zuſchlag von Gaarſchlacke und Hammmerſchlag;

4) Zuſchlag von altem Eiſen.

7) Bildung von weniger Schlacke überhaupt, wobei außerdem die Gaarſchlacke einen geringern Eiſengehalt zeigte, zum Beweiſe, daß die erhitzte Luft weniger verſchlackt und mehr reducirt.

8) Bildung von weniger Hammerſchlag, als Beweis der beſſern Schweißbarkeit des Eiſens.

9) Das Ausbringen war in Prozenten:

| | Elend Nr. I. | Elend Nr. II. | Königshütte. | Silberaaler Hammer. | Rübeland. | Tanne. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Beim Friſchen des mit kalter Luft erblaſenen Roheiſens mit kalter Luft . . . . . | 76,47 | — | 77,59 | — | 75,10 | 75,87 |
| Beim Friſchen des mit heißer Luft erblaſenen Roheiſens mit kalter Luft . . . . . . . | 77,02 | — | — | — | — | — |
| Beim Friſchen des mit kalter Luft erblaſenen Roheiſens mit heißem Winde . . . | — | 80,08 | 79,49 | 78,00 | 79,33 | 77,97 |
| Beim Friſchen des mit heißer Luft erblaſenen Roheiſens mit heißem Winde . . . . | 78,97 | 80,49 | — | — | — | — |
| Beim Friſchen des mit kalter Luft erblaſenen Roheiſens mit heißem Wind und mit Anwendung von Waſſerdämpfen | — | — | — | 78,32 | — | — |

10) Der Brennmaterialienaufwand betrug, auf 100 Pfd. Stabeiſen berechnet, nach dem Gewicht:

| | Elend Nr. I Pf. | Elend Nr. II Pf. | Königshütte. Pf. | Silberaaler Hammer. Pf. | Rübeland. Pf. | Tanne. Pf. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Beim Friſchen des mit kalter Luft erblaſenen Roheiſens mit kalter Luft . . . . . | 151 | — | 169 | — | 163 | 189 |
| Beim Friſchen des mit heißer Luft erblaſenen Roheiſens mit kalter Luft . . . . . | 151 | — | — | — | — | — |
| Beim Friſchen des mit kalter Luft erblaſenen Roheiſens mit heißer Luft . . . . . | — | 140 | 157 | 155 | 113 | 185 |
| Beim Friſchen des mit heißer Luft erblaſenen Roheiſens mit heißer Luft . . . . . | 134 | 155 | — | — | — | — |
| Beim Friſchen des mit kalter Luft erblaſenen Roheiſens mit heißer Luft und mit Anwendung von Waſſerdämpfen | — | — | — | 144 | — | — |

Wenn es auch nicht zu leugnen iſt, daß die erſten Verſuche bei einem jeden abgeänderten Verfahren durch ſchärfere Beaufſichtigung der Arbeiter günſtigere Ergebniſſe herbeiführen können, als ſpätere Durchſchnitte beim fortgeſetzten längeren Betrieb gewähren, ſo geht doch aus jenen Reſultaten hervor, daß die Anwendung der erhitzten Gebläſeluft beim Verfriſchen, wenn man ſich mit den eigenthümlichen Wirkungen derſelben bekannt gemacht hat, durchaus weder einen nachtheiligen Einfluß auf das Stabeiſen geäußert, noch viel weniger einen größern Brennmaterialaufwand veranlaßt hat, vielmehr ſucht man, nächſt dem beſſern Ausbringen an Eiſen, in der Erſparung von Kohlen den Hauptvortheil.

Die in Schleſien angeſtellten erſten Verſuche, die heiße Luft bei dem Friſchfeuerbetrieb anzuwenden, fanden auf der Creutzburger Hütte im Jahr 1835 ſtatt und zwar in einem von den Friſchfeuern auf Reils Werk. Die Vorrichtung ſelbſt wurde, durch die alleinige Benutzung der vom Friſchfeuerbetriebe entweichenden Hitze, in ihrer Einrichtung um ſo mehr bedungen, als ſie den gegebenen Räumen in der Eſſe angepaßt werden mußte. Der ſtarke Schwahlanſatz über der Form zeigte diejenige Stelle der Formwand an, welche der ſtärkſten Erhitzung ausgeſetzt war und gab daher Veranlaſſung, hier einen Winderhitzungs- und Sammelkaſten anzubringen. Weil ſich indeß davon allein noch keine hinlängliche Erhitzung des Winds erwarten ließ, ſo nahm man noch auf ein beſonderes Röhrenſyſtem in dem Raum der Eſſe Rückſicht. Die kalte Luft wurde durch einen mit 4, in Quadranten liegenden, Oeffnungen verſehenen Sperrkegel zuerſt dem 5fach gebogenen Röhrenſyſtem in der Eſſe zugeführt. Die Röhren waren dergeſtalt dem Feuer ausgeſetzt, daß die entweichende Hitze erſt dieſe vollkommen berühren mußte, ehe ſie in die Eſſe ausſtrömen konnte. In dieſem Röhrenſyſtem herabgehend, gelangte die nun ſchon erwärmte Luft in den Kaſten, von wo aus ſie, abermals durch den Sperrungskegel hindurchſtrömend, als erhitzte Luft der Düſe zugeführt ward.

Die gewählte Düſenvorrichtung geſtattete nicht nur jede erforderliche Neigung der Düſe gegen die Form, mittelſt eines um ſeine Achſe ſich drehenden genau eingeſchmirgelten Knierohrs, ſondern die Verlängerung oder Verkürzung der Düſe ließ ſich auch durch ein Verſchieben in das Knierohr leicht bewerkſtelligen, außerdem aber noch durch die Kugelbewegung die Düſe ſelbſt in jeder Hinſicht bewegen, ſo daß dieſe Vorrichtung jedenfalls ihren Zweck vollkommen erfüllte. Der ganze Apparat hat ſich nach bereits jahrelanger Benutzung ſo gut bewährt, daß bis jetzt noch nicht die geringſte Reparatur erforderlich geweſen iſt. Die Temperatur, bis zu welcher der Wind erhitzt wird, iſt nach vielfach angeſtellten Beobachtungen bei den verſchiedenen Perioden des Friſchbetriebs dergeſtalt durchſchnittlich ermittelt, daß dieſelbe

beim Schmieden 205° R.
 „ Rohfriſchen 168° „
 „ Gaarfriſchen 173° „
 „ Anlaufen 184° „

beträgt. Jetzt wendet man die erhitzte Luft blos beim Schmieden, Einſchmelzen und Gaarfriſchen an, während man kalte Luft, um das Gaarwerden zu befördern, beim Rohfriſchen gebraucht. Die Güte des Stabeiſens iſt ſeit der Anwendung des erhitzten Winds unverändert geblieben. Zur Vergleichung führen wir folgende Reſultate an. Es ſind im Jahr 1835 bei kalter Luft

532 Ctr. 52 Pfd. Stabeiſen aus 741 Ctr. 5 Pfd. Roheiſen, bei 145 Korb (zu 64 Kubikfuß Rheinl.) Kohlen, und

im Jahr 1836 bei heißer Luft

534 Ctr. 42 Pfd. Stabeiſen aus 718 Ctr. 105 Pfd. Roheiſen, bei 131 Korb Kohlen

dargeſtellt worden. Es erfolgten alſo aus dem Roheiſen an Stabeiſen

bei kalter Luft 71,8 Prozent
 „ heißer „ 74,3 „

folglich bei heißer Luft 2,5 Prozent mehr.

100 Pfd. dargeſtelltes Stabeiſen erforderten an Holzkohlen

bei kalter Luft 15,7 Kubikfuß,
 „ heißer „ 14,2 „

folglich bei heißer Luft 1,5 Kubikfuß weniger,

welche Erſparungen gegen die Anwendung der kalten Luft eben nicht ſehr erheblich erſcheinen.

Auf der Hütte zu Malapane ward die Friſcharbeit in ähnlicher Art mit erhitztem Winde betrieben, nur daß die Erhitzungsvorrichtungen den örtlichen Verhältniſſen angemeſſen abgeändert wurden. Beſonders erlitt die Düſenvorrichtung, um nach Belieben kalte oder heiße Luft anwenden und der Düſe jede beliebige Richtung geben zu können, eine vorheilhafte Abänderung. Die Vorrichtung hat ſich ſeitdem überall ſehr bewährt gezeigt und ſie ſoll daher am Schluſſe dieſes Aufſatzes näher beſchrieben werden.

Weil man auf den Malapaner Werken nur Königshütter Roheiſen verarbeitet und es nur höchſt ſelten möglich wird, einen Zuſatz von Holzkohlenroheiſen bis zu ¼ zuzuſetzen, ſo hat man es hier im Allgemeinen ſtets mit einem ſehr roh gehenden Material zu thun, welches bei kaltem Winde verfriſcht immer ein mindeſtens zweimaliges Rohfriſchen erfordert und wegen der langen Dauer einer Schicht auch nur eine verhältnißmäßig geringe, 40 bis höchſtens 50 Ctr. erreichende wöchentliche Fabrikation zuläßt. Soll indeß dieſe Höhe der Fabrication im durchſchnittlichen jährlichen Betrieb erreicht werden, ſo bedingt ſie nicht nur ein gutartiges gaar erblaſenes Koakroheiſen, ſon-

Digitized by Google

dern auch fleißige Arbeiter, nicht zu ſchwache Stabeiſenſorten und keine außergewöhnlichen Unterbrechungen im Betriebe.

Der gewöhnliche für das hieſige Roheiſen am mehrſten geeignete Feuerbau iſt folgender:

Das Feuer iſt tief $9\frac{1}{2}$ bis 10 Zoll.

Vom Form- bis Gichtzacken 2 Fuß 6 Zoll.

Vom Vorheerd bis Hinterzacken 2 Fuß 7 Zoll.

Der Formzacken ſteht gerade oder neigt ſich, wegen vorherrſchender Neigung des Roheiſens zum Kaltbruch, etwas aus dem Feuer. Der Boden liegt in der Regel waagerecht oder mit geringer Neigung nach dem Form- und Hinterzacken.

Vom Hinterzacken bis an den Wind 9 Zoll.

Die Form ragt ins Feuer $1\frac{3}{4}$ — 2 Zoll.

Das Formauge iſt hoch $1\frac{1}{8}$ Zoll.

Das Formauge iſt weit $1\frac{1}{2}$ Zoll.

Die Form hat Stechen $\frac{1}{8}$ Zoll.

Es ließ ſich nach den Erfahrungen auf andern Hütten erwarten, daß ein flacheres Feuer bei heißem Winde den Rohgang mindern würde, indeß beſtätigte dies die hier gemachte Erfahrung nicht in dem erwarteten Grad, indem ein 8 Zoll tiefes Feuer unter Beibehaltung der übrigen Dimenſionen bald ergab, daß der heiße Wind das Eiſen bei weitem mehr angriff und die Deule roh erfolgten.

Das Eiſen hielt indeß die Proben aus, ſchweißte ſehr leicht und gut und zeigte eine auffallende Umänderung in ſeiner Textur, indem es Statt früher einen mehr körnigen, jetzt einen ſtärker ausgebildeten adrigen Bruch bei großer Feſtigkeit beſaß, jedoch bei dieſem flachen Feuerbau Kantenriſſe bekam, alſo die Einwirkung des Winds nicht vertragen zu wollen ſchien. Man ging deshalb wieder mit dem Boden bis zu $9\frac{1}{2}$ Zoll Tiefe herunter und ließ dagegen den Formzacken $\frac{1}{2}$ Zoll aus dem Feuer ragen, um hierdurch die Spuren von Kaltbruch wegzuſchaffen, welches auch gelang. Die Deule erfolgten gaarer, waren derb und verhielten ſich beim Schmieden ganz vorzüglich. Dennoch war ſeit der Anwendung des heißen Winds ein auffallend roherer Gang im Feuer bemerkbar, die Rohſchlacke war ganz grün, ſehr flüſſig und fiel dennoch verhältnißmäßig in weit geringerer Menge als früher bei kalter Luft. Die Gaarſchlacke verhielt ſich auch meiſt noch roh und kam auch nur beim Rohfriſchen vor. Man hoffte, dieſen Rohgang durch eine Neigung des Bodens von mehr als $\frac{1}{2}$ Zoll nach dem Form- und Hinterzacken zu beſeitigen, jedoch ohne Erfolg, weshalb man, nach vielfach verſuchten Abänderungen, auf den bei dem kalten Wind angewendeten Feuerbau wieder zurückging. Das ſehr rohe Eingehen des Roheiſens, die geringe Menge von Rohſchlacke, das Verhalten der Kolben beim Ausſchmieden, welche jetzt eine ungleich ſchnellere Schweißhitze erhielten, ſo wie der ſonſt leichte Gang im Feuer, ließen keinen Zweifel übrig, daß

die unmittelbare Einwirkung des heißen Winds, bei der unverändert beibehaltenen Windführung und Arbeitsmethode, einen weit größern Einfluß ausgeübt haben müſſe, als die unbedeutenden Veränderungen beim Feuerbau, welches ſich auch durch den folgenden Umſtand noch mehr beſtätigte. Man bediente ſich bei den hieſigen Feuern beim Betriebe mit kalter Luft durchgängig blecherner Düſen und gab der Düſenöffnung dieſelbe halbrunde Geſtalt, welche die halbrunden Formen beſitzen. Seit Einführung der beweglichen Düſenvorrichtungen wendete man dagegen gegoſſene Düſen mit runder Oeffnung an und dieſe Stellung der Düſe zur Form ſcheint einen weſentlich nachtheiligen Einfluß auf den Gang der Arbeit gehabt zu haben, indem der erhitzte Wind, ganz auf einem Punkt concentrirt, das Eiſen zu ſehr angriff und zu ſchnell niedergehen ließ, wodurch das rohe Verhalten in einem ſo auffallenden Grade zum Vorſchein kam. Man ward hierauf zuerſt aufmerkſam, als man eine Form mit größerer Oeffnung anwendete. Es ward daher der Verſuch mit einer $1\frac{1}{2}$ Zoll weiten Düſe angeſtellt und man ging mit der Form bis zu 3 Zoll weit ins Feuer, wodurch ſich der Rohgang ſehr verminderte. Die Schlacke bekam ein gaares Anſehen, man durfte nur 1, höchſtens 2 Mal roh aufbrechen, die Deule waren ganz vorzüglich ſaftig und derb, der Anlauf ging ſehr gut von Statten und das Stabeiſen zeigte ſich von vorzüglicher Beſchaffenheit. Die Dauer einer Schicht, welche vorher 9 bis 10 Stunden betrug, verminderte ſich jetzt bis auf 7 Stunden. Es beſtätigte ſich hierdurch bei dem Friſchhüttenbetrieb die ſchon bei dem Hohofen gemachte Erfahrung, daß man bei Anwendung des erhitzten Winds der frühern Preſſung nicht mehr bedürfe, ſondern aus einleuchtenden Gründen die Form und Düſen erweitern könne, indem hier der Sauerſtoff ſchneller und in größerer Maſſe im Schmelzraume ſelbſt conſumirt wird. Bei den $1\frac{1}{8}$ bis $1\frac{1}{4}$ Zoll engen Düſen und dabei ſtarkem Wind, unter Beibehaltung der großen Kohlenmenge beim Gaarfriſchen, kam es einige Mal vor, daß Anlauf in vorzüglicher Menge gewonnen ward und der Deul im äußern Anſehen untadelhaft erſchien, aber dennoch beim Zängen unter dem Hammer in mehrere Stücke zerfiel und wieder ins Feuer gebracht und zuſammengefriſcht werden mußte. Er beſtand aus einer nur gaaren Kruſte, während der Kern auch noch ganz roh war. Der ſehr heftige Wind bei Anwendung von viel Kohlen hatte ohne Zweifel eine ſo intenſive Hitze erzeugt, daß die vom Wind ergriffenen Brocken zu ſchnell in einem noch rohen Zuſtand eingegangen waren. Es ließ ſich bei Beobachtung des Gangs im Feuer genau bemerken, wie die Wirkung des heißen Winds nur unmittelbar vor der Form Statt fand und aus dieſem Grunde zeigte ſich die weit ins Feuer ragende Form mit geringer Neigung und weiter Düſe von ſo guter Wirkung, indem der Wind das Eiſen unmittelbar nicht mehr ſo heftig angriff und mehr ſchützend das Friſchen nicht nur erleichterte, ſondern auch beſchleunigte.

Daher iſt eine ganz beſondere Aufmerkſamkeit auf die Windführung beim Friſchen mit heißer Luft nicht genug zu empfehlen. Jedenfalls iſt nur darin allein die Urſache von dem ſo ſehr veränderten Verhalten im Feuer und von den ſehr verſchiedenen Urtheilen über die Erfolge der heißen Luft beim Verfriſchen des Roheiſens in den gewöhnlichen Feuern zu ſuchen.

Bei den bis jetzt bekannten Verſuchen iſt darauf indeß leider noch wenig Rückſicht genommen. Die allgemeine Annahme, daß, je heißer der Wind, deſto roher der Gang im Feuer, iſt zwar richtig, indeß haben die hieſigen Friſcher, nachdem ſie die Wirkung des heißen Winds richtig erkannt haben, der Beibehaltung deſſelben während des ganzen Friſchproceſſes unbedingt den Vorzug vor der getheilten Anwendung des kalten (beim Gaarfriſchen) und des heißen Winds (beim Schmieden und Rohfriſchen) gegeben und arbeiten ſchon ſeit längerer Zeit bei alleiniger Anwendung des heißen Winds mit weſentlichen Vortheilen. Das Gaarfriſchen bei kaltem Wind erfordert bekanntlich den heftigſten Wind und die ſtärkſte Hitze, damit das über dem Winde befindliche ſchon halbgaare Eiſen in Fluß gerathe und damit die gänzliche Abſcheidung der Kohle und Schlacke vom Eiſen, unter ſteter Einwirkung des Windſtroms mit Hilfe der Brechſtange, vollſtändig bewerkſtelligt werde. Aus dieſem Grunde werden auch friſche Kohlen beim Gaaraufbrechen nicht unter, wohl aber über dem Eiſenklumpen angeſchüttet und feucht gehalten, damit das Eiſen ſo lange als möglich über der Form erhalten werden und eine ergiebige Anlaufpfanne ſich bilden könne. Bei dem heißen Winde wollte dies, unter Beibehaltung der hier genannten Verfahrungsart, nicht gelingen; das Eiſen ward zu ſtark vom Wind ergriffen und erforderte ſehr viel gaarende Zuſchläge, gab dann zwar ſehr viel Anlauf, aber die Deule blieben immer etwas roh. Man konnte dieſem Uebel lange nicht abhelfen, bis man weniger Kohlen anſchüttete und keinen ſo heftigen Wind als bei kalter Luft anwendete, wodurch das Eiſen länger über dem Wind erhalten, nicht ſo ſchnell in Fluß gerieth und gleichförmiger niederging. Die Kohlenerſparung bei der Anwendung des heißen Winds iſt einleuchtend, indem nicht allein weniger Kohlen angeſchüttet werden, ſondern auch von dem ſchon heißen Wind eine Temperaturerhöhung bewirkt wird. Der Eiſenabgang iſt geringer, indem ſich weniger Eiſen oxydirt. Das Friſchzeug (Boden und Zacken) leiden nicht mehr als gewöhnlich, dagegen wird aber an Zeit nicht gewonnen, vielmehr dauern die Schichten länger als bei kaltem Wind, indem im Allgemeinen ein roherer Gang im Feuer Statt findet.

Ein Vorzug, welcher aus der Anwendung des heißen Winds entſpringt, beſteht noch in der beſſern Beſchaffenheit des Stabeiſens, welche ſich ſchon bei dem Ausſchmieden zu erkennen gibt und dem-

nächſt bei der Verarbeitung des erhaltenen Stabeiſens in den Maſchinenwerkſtätten beſtätigt wird.

Mehrere Probefriſchen mit bei kalter Luft und bei Holzkohlen erblaſenem Roheiſen aus Babkowsker Erzen (beſonders guten Sphäroſideriten) ergaben ein vollkommen gleiches Verhalten beim Verfriſchen bei heißem Wind als wie bei kalter Luft. Das Eiſen ſchien zwar beim erſten Rohaufbrechen ſchon zu einem Klumpen zuſammen gegangen zu ſeyn, indeß war es auf dem Boden doch noch ſo flüſſig, daß es vorher abgekühlt und dann in einzelnen Brocken aufgebrochen werden mußte. Es erforderte alsdann indeß nur noch ein einmaliges Niedergehen und friſchte ſich ſehr gut, wobei es beſſer als bei kalter Luft anlief. Die Temperatur des Winds war dabei am ſtärkſten und zwar durchſchnittlich

beim Schmieden 152°.
" Rohfriſchen 145°.
" Gaarfriſchen 125°.
" Anlauf . . 122°.

Mehrere Wochen hindurch wurde blos Königshütter Roheiſen, bei kalter Luft aus mulmigen Brauneiſenſteinen bei Koaks erblaſen, verarbeitet. Das Eiſen ging ſehr roh ein und vertrug ein zwei- auch dreimaliges Rohfriſchen. Die Rohſchlacke war ſehr hitzig und flüſſig und ganz grün, dagegen die Menge der fallenden Schlacke auffallend geringer als ſonſt. Beim Gaarfriſchen wurde gar keine Schlacke mehr abgelaſſen; das Eiſen lief ſehr gut und viel an, zeigte große Schweißbarkeit und verhielt ſich beim Schmieden ſehr gut. Die Deule waren alle derb und ſaftig, nur mußte beim Gaarfriſchen kein zu ſchneller und zu ſcharfer Wind gegeben werden, weil ſich ſonſt gleich rohe Stellen zeigten. Das Stabeiſen war adrig, von großer Feſtigkeit und hielt alle Proben aus. Die Temperatur war hierbei ſtets geringer, weil durch das häufige Abkühlen beim Rohaufbrechen dem Apparate zu viel Hitze durch die Waſſerdämpfe entzogen ward und erreichte im wöchentlichen Durchſchnitt nur

beim Ausſchmieden 137°.
" Rohfriſchen 140°.
" Gaarfriſchen 125°.
" Anlauf . . . 123°.

Eine Schicht erforderte $8\frac{1}{2}$ bis $9\frac{1}{2}$, ja ſelbſt 10 Stunden.

Ein Friſchverſuch mit demſelben Königshütter, aber bei heißer Luft erblaſenen Roheiſen gab ſehr günſtige Reſultate. Das Roheiſen ging zwar ſehr roh ein, erforderte ein zweimaliges Rohfriſchen, gaarte dann aber ſehr ſchnell, lief ſehr gut und viel an, gab dabei ſchöne Deule und ein vorzügliches haltbares adriges Stabeiſen bei ſehr gutem Ausbringen.

Gleiches Verhalten zeigte ſich bei dem Verfriſchen dieſes Roheiſens bei kalter Luft.

Zum Schluß werde ich die Reſultate der 7wöchigen Friſcharbeit in einem von den Malapaner Friſchfeuern, bei der Anwendung von heißer Luft, mittheilen. Es ſind in dieſem Zeitraum 313 Ctr. 107 Pfd., alſo durchſchnittlich in der Woche 45 Ctr. Stabeiſen angefertigt und dazu 395 Ctr. 100 Pfd. Roheiſen (worunter 85 Ctr. 6 Pfd. Holzkohlenroheiſen) und 90 Körbe Holzkohlen verbraucht worden. Zu den dargeſtellten 313 Ctr. 107 Pfd. Stabeiſen hätten nach dem Princip von $\frac{2}{5}$ Abgang verbraucht werden können

| | | |
|---|---|---|
| an Roheiſen . . . . | 439 Ctr. | 62 Pfd. |
| Es ſind nur verbraucht . . . | 395 „ | 100 „ |
| alſo weniger | 43 Ctr. | 72 Pfd. |

Oder es ſind aus dem verfriſchten Roheiſen 79,3 Proz. Stabeiſen, folglich gegen das Princip von 71,43 Proz. 7,87 Proz. Stabeiſen mehr erfolgt.

Im Jahr 1835 war das Geſammtausbringen bei allen Malapaner-Friſchfeuern bei kaltem Winde 74,05 Proz., ſo daß bei heißer Luft 5,25 Proz. Eiſen mehr ausgebracht worden ſind.

Nach dem Princip von $\frac{3}{8}$ Korb (oder von 21$\frac{3}{8}$ Kubikfuß) für 1 Ctr. Stabeiſen konnten an Kohlen 66,99 KFuß verbraucht werden. Es ſind aber wirklich nur 57,6 KFuß oder 9,39 KFuß Kohlen weniger, als das Princip geſtattet, zu 3$\frac{1}{4}$ Ctr. Stabeiſen bei der Friſcharbeit bei heißem Winde verwendet.

Zu 100 Pfd. Stabeiſen ſind folglich 16,6 KFuß Holzkohlen verbraucht oder gegen das Princip von 19,39 KFuß auf 100 Pfd. Stabeiſen 2,79 KFuß Holzkohlen erſpart worden.

Die Fabrikation durch kleinere Deule zu ſteigern, zeigte ſich nicht zweckmäßig, indem dadurch die Friſchzeit verhältnißmäßig nicht abgekürzt ward.

Berückſichtigt man, daß bei dem Friſchfeuerbetriebe die Zeit des Schmiedens auch die des Einſchmelzens bedingt und daß durchſchnittlich die halbe Zeit der Schicht auf das Schmieden verwendet wird, ſo daß das Schmieden 4 und das Friſchen 4 Stunden erfordert, ſo läßt ſich erwarten, daß bei der **Kolbenfriſcherei** durch Einführung des heißen Winds auch weſentlich an Zeit erſpart werden wird, indem die auf ein Mal einzuſchmelzende Roheiſenmenge zeither mehr Zeit erforderte, als das Ausſchmieden der Schirbel zu Kolben. Dadurch würde der heiße Wind auch zu einer größern Fabrikation beitragen, indem die Zeit des Einſchmelzens abgekürzt wird, welches zwar nicht bei der gewöhnlichen Friſcharbeit wegen des Ausſchmiedens des gefriſchten Eiſens zu Stäben und des dazu erforderlichen Zeitaufwands von Wichtigkeit iſt, wohl aber bei der Kolbenfriſcherei, welche das Ausſchmieden des gefriſchten Eiſens zu Kolben in ungleich kürzerer Zeit bewerkſtelligt, als das gleichzeitig vorzunehmende Einſchmelzen des Roheiſens zu dem folgenden Deul.

Hauptreſultate der Anwendung der erhitzten Gebläſeluft beim Friſchfeuerbetriebe*).

1) Es fällt eine weit größere Menge von Rohſchlacke und beinahe gar keine Gaarſchlacke; ein Beweis, daß durch die erhitzte Luft nicht ſo viel Eiſen verſchlackt wird, daher auch ein vermehrtes Ausbringen.

2) Die heiße Luft befördert den Rohgang und daher auch längere Dauer der Friſchzeit, weshalb eine Vermehrung der Fabrikation in einer gewiſſen Zeit auch nicht zu bewirken iſt.

3) Derjenige Feuerbau, den man bei Anwendung des kalten Winds früher als den zweckmäßigſten ermittelt hat, kann unverändert beim heißen Winde beibehalten, aber im Allgemeinen muß die Windführung dahin abgeändert werden, daß Form und Düſe bis zu einer gewiſſen, durch Verſuche zu ermittelnden Größe erweitert werden und daß bei einer weit ins Feuer ragenden Form ein nur ſehr flacher Wind geführt wird.

4) Bei aufmerkſamer Arbeit iſt es leicht, eine ſo ergiebige gaare Pfanne zu erhalten, daß man den dritten Theil Eiſen mehr als früher anlaufen läßt, wodurch es auch möglich wird, bei heißem Wind, ungeachtet des rohen Verhaltens im Friſchheerd, wenigſtens eben ſo viel Roheiſen als früher einzuſchmelzen.

5) Die eiſernen Umfaſſungswände des Heerds und die kupfernen Formen halten eben ſo lange, wenn nicht länger als früher.

6) Die Qualität des bei heißem Winde gefriſchten Stabeiſens bei der Verarbeitung in Schmiedefeuern und im Schraubſtocke iſt ganz vorzüglich.

7) Das bei heißem Winde gefriſchte Stabeiſen iſt auch im äußern Anſehn tadellos und hält die ſtärkſte Wurf- und Schlagprobe ſehr gut aus.

8) Die Erſparung an Brennmaterial bei ſorgſamer und aufmerkſamer Arbeit beträgt mindeſtens 25 Proz. des frühern Bedarfs bei kalter Luft. Das vermehrte Eiſenausbringen beträgt gegen 6 bis 7 Proz.

9) Keiner der vorbeſchriebenen Proceſſe läßt indeß einen ſo wechſelnden Ausfall befürchten, als der Friſchproceß und es kann eben ſo leicht bei Anwendung von heißem Winde der Fall eintreten, daß ſogar gegen die Erfolge bei kalter Luft an Eiſen und Kohlen verloren wird, als es andererſeits möglich geweſen iſt, die unter 8 erwähnten günſtigen Reſultate zu erreichen.

Anwendung zweier divergirender Formen bei den Friſchfeuern.

---

*) Aus der ſchon erwähnten Abhandlung des Hrn. Wachler in Karſtens Archiv; zweite Reihe, Bd. 11, S. 213 ꝛc.

In Frankreich hat man verſucht, alten Friſchheerden die Luft durch zwei, ſtatt durch eine Form zuzuführen. Sie ſind etwas gekrümmt und liegen auf einer Seite nicht weit von einander; beide Windſtröme gehen aus einander, ſo daß ſich der Wind horizontal in dem Heerd ausdehnen kann. In der Abſicht des Erfinders liegt es, bald durch die eine und bald durch die andere Form Wind zu geben.

Zu Hayange war man mit dieſer Einrichtung im Jahr 1836 ſehr zufrieden; es war dadurch eine gewiſſe Kohlenerſparung erlangt worden; auch hatten die Arbeiter ſehr bald die kleinen Abänderungen begriffen, welche bei dieſer Windführung bei der Arbeit erforderlich waren.

Bei St. Dizien in der Champagne wollte man dagegen keine Verbeſſerung durch die neue Einrichtung erlangt haben. — Uebrigens ſind wir nicht im Beſitz genauer und vergleichender Reſultate zwiſchen der alten und neuen Einrichtung.

**Benutzung der aus den Friſchfeuern entweichenden Flamme zur Feuerung von Flammöfen***).

Um die aus den Friſchfeuern entweichende Flamme beſſer zu benutzen, brachte man in der Hütte zu Laufen am Rheinfall über den Feuern einen Ofen an, in welchem man das unter den leichtern Hämmern auszureckende Eiſen wärmte und dadurch ein beſonderes Wärmfeuer entbehren konnte. Jedoch entſprachen mehrere Vorrichtungen dieſer Art in ſofern nicht ganz ihrem Zwecke, da die Arbeiter beim Friſchen im Heerde wegen der von dem Gewölbe zurückgeſtrahlten Wärme zu ſehr an Hitze litten.

Endlich richtete man einen Flammofen vor, der ſein Gewölbe bis über den Heerd ausdehnte und vereinigte auf dieſe Weiſe Brennmaterialienerſparung beim Friſchen damit, daß die Kolben ohne weitern Reckheerd glühend gemacht und das zu verfriſchende Roheiſen vorgewärmt wird. Außerdem iſt noch in der Eſſe des Flammofens der Lufterhitzungsapparat vorgerichtet und die entweichende Hitze wird zum Dörren des Holzes angewendet.

Unter mehreren Flammöfen dieſer Art iſt der zu Laufen vorhandene ſehr zweckmäßig, weshalb wir ihn auch hier beſchreiben wollen; ähnliche ſind neuerlich in ſehr vielen Hütten erbaut.

Fig. 14, Taf. 33, iſt ein horizontaler Durchſchnitt nach **CD**, Fig. 15 oder ein Grundriß; Fig. 15 ſenkrechter Durchſchnitt nach **AB**, Fig. 14; Fig. 16 Seitenaufriß; Fig. 17 Aufriß von der vordern Seite. **a** der Friſchheerd, **b** Form, **c** Flammofen, **d d d'** Thüren des Ofens, **e** Düſe, **f** Lufterhitzungsapparat, **g g** Thüren, um ins Innere der Eſſe und zu dem Lufterhitzungsapparat gelangen zu können, **h** Eſſe.

---

*) Annales des Mines, 3me Sér., Tome XIII., p. 508 etc.

Der Betrieb mit dieſen Friſchfeuern iſt der folgende: Das Weißroheiſen von dem Hohofen zu Plons bei Sargans wird in 45 bis 50 Pfd. ſchweren Gänzen auf den an dem Heerde liegenden Theil des Flammofens aufgeſetzt und während in jenem der Friſchproceß vor ſich geht, glühend gemacht. Man ſchmelzt gewöhnlich 300 Pfd. auf ein Mal zu einer Luppe ein, welche von der Sohle des Flammofens in den Heerd geſchoben werden. Dieſe Arbeit wird durch eine Brechſtange erleichtert, die an einer mit einem Haken verſehenen Kette hängt, die oben an einem drehbaren Arm befeſtigt iſt.

Die Gebläſeluft hat an der Form eine Temperatur von 200° Reaum. und dieſe wird während des ganzen Proceſſes beibehalten.

Das Friſchen dauert ungefähr drei Stunden; der Eiſenabgang beträgt gewöhnlich 20 Proz., d. h. der Friſcher liefert aus 100 Pfd. Roheiſen 80 Pfd. Stabeiſen und zuweilen 83—85 Proz. Dieſes ſehr vortheilhafte Reſultat rührt jedoch nicht von dem neuen Apparat her. Durch das Glühen des Roheiſens und des auszureckenden Stabeiſens in dem Glühofen iſt aber die Produktion eines Feuers gegen die ältere Einrichtung um ein Drittel erhöht, indem man wöchentlich etwa 80 Ctr. Stabeiſen darſtellt.

Der Kohlenverbrauch beträgt 10½ KFuß auf 100 Pfd. Stabeiſen, Badenſches Maas und Gewicht. Ehe man die Glühöfen anwendete, verbrauchte man bei erhitzter Luft 30 und ohne dieſelbe 40—48 KFuß Kohlen. Die Erbauung eines ſolchen Ofens wie der Lauſener koſtet 200—230 Thlr. Sowohl die Einrichtung dieſer Oefen, als auch der Lufterhitzungsapparate entſprechen allen an dieſelben zu machenden Anforderungen. Die unterſte horizontale Röhre hat eine Metallſtärke von 9 und die übrigen von 5—6 Linien. Auch der Lufterhitzungsapparat für den Hohofen iſt in Lauſen in der Eſſe eines ſolchen Flammofens angebracht, jedoch hat er fünf horizontale Röhren.

Das Glühen des zu verfriſchenden Roheiſens, ehe es in den Friſchheerd gelangt, hat offenbar eine Brennmaterialienerſparung zur Folge, indem der ganze Proceß dadurch abgekürzt wird; allein es kann auch bei Roheiſenſorten, die langſam eingeſchmolzen werden müſſen, um gutes Stabeiſen daraus zu erlangen, ſeine Nachtheile haben. Es dürfte dies z. B. bei phosphorhaltigem Roheiſen der Fall ſeyn. Man unterläßt alsdann das Vorwärmen des Roheiſens und benutzt den Glühofen zum Glühen der auszureckenden Luppenſtücke und Kolben. Die Oefen ſind um ſo vortheilhafter, je feiner das auszureckende Eiſen ſeyn muß.

Eine etwas andere Einrichtung hat ein ähnlicher mit einem Friſchfeuer verbundener Ofen zu Hammereiſenbach im Fürſtenthum Förſtenberg im Badenſchen*), welcher in Fig. 18—20, Taf. 33,

*) Voyage métall., I, 466.

abgebildet iſt. Fig. 18 iſt eine Vorderanſicht, Fig. 19 ein Durchſchnitt nach der Linie A B Fig. 20 und Fig. 20 ein horizontaler Durchſchnitt und Grundriß.

F iſt der Friſchheerd und C D E ſind drei hinter einander liegende Oefen, welche die Flamme durchzieht, ehe ſie aus der großen, etwa 30 Fuß hohen, gußeiſernen Eſſe entweicht. Jede dieſer Ofenabtheilungen iſt mit einer Arbeitsthür PP′P″ verſehen.

Unmittelbar über dem Friſchheerd iſt ein gußeiſerner Kaſten K angebracht, der aus mehreren Abtheilungen beſteht, die in Fig. 21 abgebildet ſind. Dieſer Kaſten wird von der Flamme beſtrichen und dient zum Erhitzen des Winds, der aus dem Gebläſe in den Kaſten gelangt, nach und nach die Abtheilungen deſſelben durchſtrömt und dann mittelſt der Düſe T in den Heerd gelangt. Er erlangt in dieſer ſehr einfachen Vorrichtung eine Temperatur von 180—200° C. In der Nähe der Düſe iſt ein Hahn S angebracht, mittelſt welchem man nach Belieben kalte oder erhitzte Luft in den Heerd gelangen laſſen kann.

Die Oefen dienen zum Erhitzen des Eiſens und zu ſeiner Vorbereitung zu den verſchiedenen Proceſſen, denen es unterworfen wird. Die höchſte Temperatur findet in dem Ofen C Statt, dann kommt die Abtheilung D, zuletzt die E. Jedoch iſt die Temperatur in C nicht hinreichend, um die erforderliche Schweißhitze für die Luppenſtücke hervorzubringen, weshalb dieſe in dem Heerd ſelbſt gegeben werden muß, dagegen werden die Kolben und Stäbe, um ſie auszuſchmieden, in dem Ofen C gewärmt. Die Abtheilung D dient zum Wärmen des Materialeiſens für Reck- und Schneideiſen; ſie hat die kleinen Wärmfeuer gänzlich erſetzt. — In der Abtheilung E endlich wird das zu verfriſchende Roheiſen vorgewärmt; es wird dort dunkelroth glühend.

Der Proceß wird durch dieſe neuen Vorrichtungen ſehr abgekürzt und der Friſcher wird beim Einſchmelzen nicht mehr durch das Wärmen der Kolben und Stäbe behindert.

Um den Friſchproceß auszuführen, wird zuvörderſt der Heerd gereinigt und mit glühenden Kohlen angefüllt. Man nimmt die vorgewärmten Roheiſenſtücke aus dem Ofen E heraus, legt ſie auf die Kohlen und gibt heißen Wind. Die Schmelzung geht ſehr ſchnell und dauert faſt die Hälfte der Zeit als das alte Verfahren mit kalter Luft. Wenn das Roheiſen niedergegangen iſt, ſo ſtellt man den heißen Wind ab und läßt kalten einſtrömen.

Während der ganzen Oxydationsperiode bricht man die Luppe mehrmals auf und ſchmilzt die Stücke unter dem Winde wieder an den Klump. Der ganze Proceß dauert vier Stunden, ſtatt daß ſonſt fünf Stunden darüber hingingen und der Brennmaterialienaufwand iſt ſehr vermindert. Sonſt verbrauchte man zu 1 Ctr. Stabeiſen 20 KFuß Kohlen und jetzt nur 14 oder 15 KFuß. Be-

rückſichtigt man auch die Erſparung an Brennmaterial, welches in den Wärmfeuern für das Reck- und Schneideeiſen verbraucht wurde, ſo ſieht man, daß die ganze Brennmaterialerſparung ſehr bedeutend iſt.

Anwendung des gedörrten und des halbverkohlten Holzes beim Friſchfeuerbetriebe.

Die vortheilhaften Wirkungen des gedörrten Holzes oder der rothbraunen Kohlen in den Hohöfen (ſiehe den Abſchnitt 2) haben auf die Idee geführt, ihre Anwendung bei den Friſchfeuern zu verſuchen und ſie den gewöhnlichen Holzkohlen zu ſubſtituiren. Dieſer Verſuch iſt mit ſehr gutem Erfolg in der Hütte zu Senue in den Ardennen durch Hrn. Lorcet angeſtellt worden. Der Dörrapparat wird durch die bei den Friſchfeuern verloren gehende Flamme erhitzt, indem derſelbe über und hinter dem Heerde liegt. Die Verkohlungskäſten liegen auf einer einzigen Linie an einander und ihr Boden beſteht aus einer horizontalen Platte, die auf den beiden Seitenmauern des Ofens ruht. Der räumliche Inhalt der Käſten beträgt 1,66 Kubikmeter (ungefähr 54 Rheinl. KFuß) und dieſer bedeutenden Größe ungeachtet erfolgt die Verkohlung ſehr regelmäßig darin. Die Konſtruktion des Ofens unterſcheidet ſich von der der Oefen bei den Hohöfen nur am untern Theile.

Da die Wärme, welche ſich aus den von den Friſchheerden entweichenden Gaſen entwickelt, verhältnißmäßig weit beträchtlicher iſt, als die aus der Gicht der Hohöfen hervorkommende, ſo iſt ſie mehr als hinreichend, um die nöthige Quantität Holz zu dörren, allein ſie würde bald die Boden der Käſten zerſtören, wenn man ſie nicht gegen die unmittelbare Einwirkung der Flamme ſchützte. Zu dem Ende hat man unter denſelben ein Ziegelſteingewölbe geſprengt, welches an gewiſſen Punkten Oeffnungen hat, durch welche die Flamme dringen und nach Belieben geführt werden kann.

Zwei Kaſten von den oben angegebenen Dimenſionen ſind genau für ein Friſchfeuer hinreichend; allein da die Kohlen vor ihrer Anwendung ganz erkaltet ſeyn müſſen, damit ſie ſich nicht auf dem Heerde, wohin ſie zum Bedarf des Feuers gelegt worden ſind, entzünden, ſo iſt es zweckmäßig, drei Kaſten oder beſſer noch, viere vorzurichten. Sie ſind jeder mit einem gußeiſernen Löſchkaſten verſehen. Man ladet die Oefen von oben her und von der den Löſchkäſten entgegengeſetzten Seite und die Operation wird auf dieſelbe Weiſe geleitet, wie in den Apparaten bei den Hohöfen, nur wird ſie weiter getrieben. Die Erfahrung hat gezeigt, daß der zweckmäßige Punkt der Verkohlung der iſt, in welchem das Holz auf die Hälfte ſeines Volums reducirt worden und keine Brände mehr enthält, ſo daß es faſt vollſtändig verkohlt erſcheint.

Das Friſchen erfolgt wie gewöhnlich, allein leichter und ſchneller, da das neue Brennmaterial einen höhern Hitzgrad entwickelt. Der Abgang iſt etwas geringer, als bei gewöhnlichen Kohlen. Bei

dem ältern Verfahren verbrauchte man auf die Tonne Eiſen 9 KMeter Kohlen von weichem Holze, mit Einſchluß des Abgangs in dem Magazin, welche 24,66 Stèren (oder KMeters) Holz entſprechen. Bei dem neuen Verfahren verbrennt man dagegen nur 11¼—13 Stèren Holz, ſo daß die Erſparung noch weit bedeutender wie bei den Hohöfen iſt. Die Qualität des Eiſens hat durchaus nicht durch dieſe Abänderung gelitten, ja die Produkte ſcheinen in dieſer Beziehung ſelbſt noch beſſer zu ſeyn, als die durch die alte Methode erlangten. Es iſt wahrſcheinlich, daß das Waſſerſtoffgas, welches die braunen Kohlen noch in beträchtlicher Menge enthalten, hier eine wichtige Rolle ſpielt und daß es das Roheiſen vollſtändiger entkohlt. — Auch auf einigen Hütten am Harze (Rübeland, Mägdeſprung) hat man ſehr gute Reſultate mit gedörrtem Holz erlangt.

Verfriſchen des Roheiſens mittelſt der Engliſchen Friſchmethode.

Das in England erfundene und allgemein angewendete Verfahren, das Roheiſen nur mit Hilfe von Steinkohlen zu verfriſchen, erreicht ſeinen Zweck auf eine bemerkenswerthe Weiſe und da es geſtattet, die Hütten überall da anzulegen, wo Erze und Kohlen vorkommen, da ferner die ſehr ſchnelle Eiſenfabrikation eine faſt unbeſtimmte Ausdehnung erlangen kann, ſo iſt es für das Land eine unendliche Quelle des Reichthums und wird es auch noch lange bleiben. Man hat damit begonnen, Roheiſen mittelſt Koaks zu erzeugen, darauf hat man daſſelbe ebenfalls mittelſt Koaks und Steinkohlen in Stabeiſen verwandelt und da die Dampfmaſchinen ihre wunderbaren Kräfte dieſen Fabrikationszweigen dargeboten haben, ſo hat das Eiſenhüttengewerbe in Großbritannien eine bis jetzt unerhörte Wohlfahrt erreicht. Da auf dem Feſtlande von Europa das Holz noch nicht ſo ſelten geworden iſt, als in England ſeit den letzten 50 Jahren, ſo hat man fortgefahren, Roh- und Stabeiſen mittelſt Holzkohlen zu erzeugen. Erſt in neuern Zeiten hat man die Engliſchen Betriebsmethoden auch in Deutſchland und Frankreich einzuführen geſucht, hat aber unglücklicher Weiſe nicht immer den Erfolg erlangt, den man erreichen mußte. Bis jetzt ſind es die Belgiſchen Hütten, welche die meiſten Vortheile erlangt haben und es würde ihr Betrieb die der Engliſchen Hütten ganz erreichen, wenn die Steinkohlen in Belgien eben ſo wohlfeil wie in England und in dem ſüdlichen Schottland wären. Jedoch hängen die in Belgien erlangten Betriebsreſultate nur von der guten Beſchaffenheit der Schmelzmaterialien, welche die Natur darbietet, keineswegs aber von eigenthümlichen Proceſſen und eben ſo wenig von einem vorzüglichen Betrieb ab. Man wendet im Allgemeinen ſehr kräftige Gebläſe an, die häufig von Dampfmaſchinen von 50—60 Pferdekräften bewegt werden.

In Oberſchleſien finden ſich mehrere Hüttenwerke, die hinſichtlich ihres Betriebs als Muſter dienen können, wohin hauptſächlich die Hohöfen der Königshütte bei Beuthen und der Hohofen zu Gleiwitz zu rechnen ſind, welche beide Werkeigenthum der Krone Preußens ſind.

In Frankreich haben in einigen Fällen Steinkohlen und Eiſenerze von mittelmäßiger Beſchaffenheit Veranlaſſung zu ſehr koſtbaren und großartigen Hüttenanlagen nach Engliſcher Art gegeben, ehe man die Beſchaffenheit der Produkte, welche man aus den gegebenen Erzen mit den gegebenen Brennmaterialien zu erzeugen vermochte, gehörig kennen zu lernen im Stande geweſen war. Jedoch darf man annehmen, daß bei fortgeſetzter Unterſuchung der Materialien, daß man mit Hilfe gut geleiteter Verſuche und mit Beharrlichkeit die Schwierigkeiten überwinden wird, welche bis jetzt den Aufſchwung dieſer Werke gehindert haben. Man hätte die Anwendung der Engliſchen Friſchmethode damit beginnen müſſen, bei Holzkohlen erblaſenes Roheiſen zu verfriſchen und man würde dabei ſogleich ſolche Vortheile gefunden haben, daß alle Friſchhütten mit Flammöfen und mit Steinkohlen betrieben worden ſeyn würden.

Man muß drei Arten von Proceſſen oder dreierlei Arten, die Operationen, welche die Engliſche Friſchmethode bilden, zu combiniren, unterſcheiden:

1) Die eigentliche oder vollkommene Engliſche Methode, welche drei verſchiedene Operationen umfaßt: den Feineiſenproceß oder die Verwandlung des Roheiſens in Feineiſen; den Puddelproceß oder das eigentliche Friſchen, nebſt dem Zängen der Luppen unter dem Stirnhammer und dem Auswalzen derſelben zwiſchen den Zänge- oder Präparirwalzen. Das Zerſchneiden der erhaltenen Plattinen, das Zuſammenlegen derſelben zu Paketen, das Ausſchweißen von dieſen im Schweißofen und das Auswalzen des gegerbten Eiſens zu verkäuflichem Stabeiſen. Um recht gutes Eiſen zu erhalten, wird das Gerben nochmals wiederholt.

2) Daſſelbe Verfahren kann auf Holzkohlenroheiſen angewendet werden und es geſchieht auch in manchen Fällen, wenn man außerordentlich gutes Eiſen zu beſondern Zwecken darſtellen will. Gewöhnlich bleibt aber der Feineiſenproceß in dieſem Falle weg und es genügt, das gepuddelte Eiſen wieder auszuſchweißen und daſſelbe einem Gerben zu unterwerfen, um gutes Stabeiſen für den Markt zu erlangen, ſelten wiederholt man das Gerben.

Es iſt bemerkenswerth, daß der Abgang des dem Puddelproceß unterworfenen Holzkohlenroheiſens, deſſen Produkt darauf gegerbt wird, faſt derſelbe, als der bei der alten Friſchmethode bei Holzkohlen erfolgende, zuweilen geringer, zuweilen aber auch größer bei dem neuen Verfahren iſt.

3) Ein anderes Verfahren, um Holzkohlenroheiſen zu verfriſchen, hat von der Gegend, wo ſie zuerſt entſtanden iſt, den Namen der Champagneſer Methode erhalten. Sie beſteht darin, das Roheiſen unmittelbar ohne vorherige Feineiſenbereitung zu puddeln und die gezängten Luppenſtücke in einem mit einem Gebläſe verſehenen und mit Steinkohlen gefeuerten Schweißheerd ohne Gerben zu glühen. Zängen und Ausrecken geſchieht unter dem Hammer. Man erhält auf dieſe Weiſe gutes Eiſen, indem man zwei Operationen von dem Engliſchen Verfahren mit Koaksroheiſen wegläßt und vorausgeſetzt, daß man den ſogenannten Champagneſer Puddelofen mit zwei Arbeitsthüren anwendet, indem in demſelben das Friſchen vollkommener erfolgt, als in dem einfachen Engliſchen Ofen.

Wir betrachten nun das eigentliche Engliſche Friſchverfahren näher.

## Stabeiſenfabrikation in England*).

### Vorbemerkungen.

Die hauptſächlichſte Stabeiſenfabrikation findet in Staffordſhire, in Südwales und in Yorkſhire Statt. In Staffordſhire unterſcheidet man im Allgemeinen die folgenden fünf Arten von Stabeiſen:

1) **Common iron** (gewöhnliches Eiſen);
2) **Common best** (beſtes gewöhnliches Eiſen);
3) **Best iron** (beſtes Eiſen);
4) **Best best** (doppelt beſtes);
5) **Horsenail** (dieſe hauptſächlich zur Fabrikation der Hufnägel angewendete Eiſenſorte wird gewöhnlich ganz oder zum Theil mit Holzkohlen bereitet).

Wir werden weiter unten ſehen, wie man dieſe verſchiedenen Sorten darſtellt.

In Wales unterſcheidet man drei Sorten, die man mit Nr. 1, 2 und 3 bezeichnet.

Nr. 1 Eiſen, welches gepuddelt worden iſt, darauf eine Schweißung erhalten hat und welches daher zwei Mal ausgewalzt worden iſt.

Nr. 2 Eiſen, welches zwei Mal geſchweißt und drei Mal gewalzt worden iſt.

Nr. 3 Eiſen, welches drei Schweißungen und ein viermaliges Walzen erlitten hat.

Um dieſe Bezeichnungen zu verſtehen, bemerken wir im Voraus, daß die erſten Walzen, unter welche das Eiſen kommt, nach-

*) Aus der **Voyage métallurgique en Angleterre, Tome II., p. 1 etc.**

dem es gezängt worden oder unmittelbar nachdem es aus dem Puddelofen genommen worden, *Zänge-* oder *Präparirwalzen* genannt werden, *Stabeiſenwalzen* dagegen aber diejenigen, unter denen das Eiſen eine verkäufliche Form erlangt, ſo daß, wenn man das Präparirwalzwerk unberückſichtigt läßt, die Nr. 1, 2 und 3 ein, zwei und drei Mal gewalztes Eiſen bezeichnen.

Die Qualität einer und derſelben Eiſenſorte iſt in verſchiedenen Hütten eines und deſſelben Landes oft ſehr verſchieden; ſie hängt von der Qualität der Materialien, von der Arbeit und von der größern oder geringern Vollkommenheit der angewendeten Inſtrumente ab.

Dieſe verſchiedenen Stabeiſenſorten werden auch im Handel durch folgende Namen bezeichnet:

Nr. 1 **Common iron** (gewöhnliches Eiſen);

Nr. 2 **Best iron** (beſtes Eiſen);

Nr. 3 **Best best iron** (doppelt beſtes Eiſen) oder **chain cable iron** (Ketten- oder Seileiſen).

Die Qualitäten Nr. 2 und 3 erhält man nur durch eine ſorgfältigere Arbeit als bei Nr. 1 und durch ſorgfältige Auswahl der Materialien. Das dazu angewendete Roheiſen iſt das mit dem Namen **dark grey pig** (dunkelgraues Roheiſen) bezeichnete.

Das Eiſen Nr. 2 unterſcheidet ſich von dem Nr. 1 nur durch einen hellern Bruch und durch ein feineres Korn.

Das zur Kettenfabrikation beſtimmte Eiſen hat einen fadigen Bruch; es wird einer Probe unterworfen, die in einer ſtarken Belaſtung beſteht und man bezeichnet das Gewicht, unter welchem es zerriſſen wird. Das gute Eiſen dehnt ſich ſtark, ehe es zerreißt; ein 1,22 Engl. Zoll im Quadrat ſtarker und 30 Zoll langer Stab dehnte ſich um 0,1969 Zoll oder um ein Fünftel, ehe er zerriß. Vor dem Zerreißen kann man die Stelle erkennen, wo daſſelbe erfolgen wird, indem dieſelbe ſich zuſammenzieht. Der Stab wird auch an derſelben heiß, der Bruch iſt feinkörniger und die Fäden ſind feiner als vor dem Zerreißen.

Die Steinkohle iſt faſt das einzige bei dem Friſchproceß in England angewendete Brennmaterial; nur in Wales iſt eine Methode im Gebrauch, bei welcher man ſowohl Steinkohlen oder Koaks, als auch Holzkohlen anwendet und welche wir zuvörderſt beſchreiben wollen.

### Südwaleſer Friſcharbeit bei Holzkohlen und Koaks.

Das durch dieſe Methode dargeſtellte Stabeiſen iſt im Handel ſehr geſchätzt und wird hauptſächlich zur Darſtellung des ſogenannten *Dünneiſens* zur Weißblechfabrikation angewendet. Man unterſcheidet bei dieſer Friſchmethode 1) die Feineiſenbereitung; 2) den

Friſchproceß bei Holzkohlen; 3) das Schweißen und Ausſchmieden der Stäbe.

1) Feineiſenbereitung. Dieſe iſt nicht weſentlich von derjenigen verſchieden, welche wir weiter unten bei der eigentlichen Engliſchen Friſcharbeit näher beſchreiben werden. Nur iſt der Heerd kleiner und hat nur eine Form, die 9 Zoll über dem Boden liegt. Der Betrieb iſt genau derſelbe, als der bei den gewöhnlichen Feineiſenfeuern, nur verändert man während deſſelben die Neigung der Form. Anfänglich liegt dieſelbe horizontal, allein ſie wird, indem ſich die Operation ihrem Ende nähert, immer mehr und mehr geneigt. Man bringt jedesmal ſo viel Roheiſen in den Heerd, daß 3 Centner Feineiſen erfolgen. Der jedesmalige Betrieb dauert 1¼ Stunden. Den Koaksaufwand kennen wir nicht.

2) Das Friſchen bei Holzkohlen folgt unmittelbar darauf und der Friſchheerd muß ſo vor dem Feineiſenfeuer liegen, ſo daß das Feineiſen aus dieſem unmittelbar in jenen abläuft. Dieſer Friſchheerd iſt den gewöhnlichen ganz ähnlich; er hat eine horizontal und 7 Zoll über dem Boden liegende Form; ſeine Breite beträgt 20 und ſeine Länge 22 Zoll. Ueber den Heerden iſt gewöhnlich eine große, 30 Fuß hohe, von Ziegelſteinen aufgeführte und auf gußeiſernen Säulen ruhende Eſſe vorhanden.

Sobald das Friſchen beendigt iſt, hält man das Gebläſe an, reinigt den Heerd und wirft auf der Formſeite einen Theil Kohlen und Schlacken hinaus, um auf der entgegengeſetzten Seite eine Vertiefung zu machen, welche das aus dem Feineiſenfeuer abgeſtochene Feineiſen aufnimmt. Nachdem daſſelbe darin aufgenommen worden iſt, befeuchtet man es etwas mit Waſſer, macht noch einige Schlacken davon los und bedeckt es mit glühenden Kohlen von der vorhergehenden Operation. Man verſtärkt den Wind nach und nach, ſo daß er nach fünf Minuten ſeine volle Kraft hat. Der Friſcher bricht die Luppe häufig auf, hebt ſie empor, nähert ſie der Form und bildet mehrere Stücken daraus, von denen jedes für ſich gezängt wird.

Erſt nach ¾ Stunden beginnt das Schmieden. Die gefriſchten Stücke wiegen nur 10—12 Pfund, welche man zu kleinen, etwa ½ Zoll dicken Platten ausſchmiedet. Zuweilen ſind die Stücke weit ſchwerer und man zertheilt ſie alsdann mittelſt eines Setzeiſens unter dem Hammer. Nach vollendetem Schmieden werden dieſe Platten unmittelbar ins Waſſer geworfen und noch in zwei oder drei Stücke getheilt.

Der Hammer iſt ein gewöhnlicher Aufwerfer mit Drahm von 700 Pfund Schwere und mit ſehr ſchmaler Bahn, der 110 Schläge in der Minute macht.

Um 2240 Pfund Platten oder Kuchen zu fabriciren, wendet man 2632 Pfund (Engl. Gew.) Roheiſen an und verbraucht 32⅓

Kubikfuß Kohlen von Buchen-, Eichen- oder Birkenholz. Früher war der Kohlenaufwand viel bedeutender.

Zwei Feineiſenfeuer und zwei Friſchheerde verbrauchen ungefähr 800 Kubikfuß Luft in der Minute; es ſind zu deren Bedienung nur drei Arbeiter erforderlich, die in zwölfſtündigen Schichten arbeiten. Die wöchentliche Produktion beträgt 14 Tonnen Platten.

Dieſe Platten oder Kuchen ſind jedoch nicht vollkommen gefriſcht; ſie ſind ſpröde und ihr Bruch hält das Mittel zwiſchen dem des Stab- und des Roheiſens; er iſt ſehr grobkörnig.

3) Ausſchweißen und Ausſchmieden der Kuchen. Die Kuchen werden in einem eigenthümlichen Ofen, den man Hohlfeuer (hollow-fire) nennt, ausgeſchweißt. Die Figg. 22, 23, 24, Taf. 33, geben eine Idee von dem Ofen und von ſeinen Dimenſionen. Er enthält zwei Abtheilungen A und B. Die erſtere A hat zwei Thüren, durch welche man die auszuſchmiedenden Stäbe einſchiebt; in ihm wird das Feuer unterhalten. Sie erhält auch Gebläſeluft mittelſt einer horizontalen, an der Seite liegenden Form. Der Raum iſt ungefähr 2 Fuß breit, 20 Zoll tief und 3 Fuß hoch. Die Abtheilung B wird durch einen Theil der Flammen aus A, welche durch die beiden Seitenöffnungen C, von denen jede 6 Zoll im Quadrat weit iſt, einſtrömt, gefeuert. In denſelben bringt man zuvörderſt die Platten, welche ſich in demſelben erhitzen.

Der Raum A wird bis zur Höhe der Thüren mit Koaks angefüllt, die ſich nach und nach entzünden. Sind die Koaks ganz glühend, ſo bringt man drei oder vier Kuchen mittelſt zweier Stäbe auf die in den Figuren verdeutlichte Weiſe in den Ofen. Man macht das Eiſen weißglühend, ſo daß es zu ſchweißen anfängt und ſchmiedet es unter einem ſehr ſchweren gußeiſernen Hammer, der hundert Schläge in der Minute macht, zu Stäben von 4 Zoll Breite und 2 Zoll Stärke aus und zerhaut dieſelben in Stücken von 3 Fuß Länge. Es muß bemerkt werden, daß das Metall ohne unmittelbare Berührung mit dem Brennmaterial gewärmt und geſchweißt wird.

Man ſchmiedet auf dieſe Weiſe 4 Zoll breite und 2 Zoll ſtarke Stäbe und zerſchneidet dieſelben in Stücken von 3 Fuß Länge.

138 Kilogramm Roheiſen geben 116,65 Kilogr. Kuchen und 100 Stabeiſen. Man verbraucht 0,1052 Kubikmeter Holzkohlen; der Koaksaufwand iſt nicht bekannt. Das auf dieſe Weiſe dargeſtellte Eiſen iſt ſehr geſucht; es koſtet faſt das Doppelte von dem gewöhnlichen und zwei Drittel von dem ſchwediſchen Eiſen.

Um Eiſen zu produciren, welches als Material zu der Weißblechfabrikation dient und welches man in England tin-bloom nennt, nimmt man aus dem beſten Roheiſen erfolgtes Feineiſen. In Wales wird zur Fabrikation dieſes Feineiſens gewöhnlich Roheiſen angewendet, welches aus einer Beſchickung mit

vielem Glaskopf erblaſen worden iſt. Man verfriſcht dieſes Feineiſen in einem Heerde, bei Holzkohlen, wie wir ſchon bemerkt haben, und ſchmiedet die Luppen unter einem leichten Hammer zu ſtarken Stäben aus. 24 bis 24½ Centner Feineiſen geben eine Tonne oder 20 Centner Stäbe (stamped iron). Die Stäbe werden in Stücke zerſchlagen, in dem ſogenannten Hohlfeuer ausgeſchweißt und weiter ausgeſchmiedet. Der Abgang bei dieſem zweiten Proceß beträgt 3 Centn. auf 23 Centn. ſtarke Stäbe.

Will man Materialeiſen zur Drahtfabrikation darſtellen, ſo nimmt man Feineiſen, welches aus dem beſten Spiegelroheiſen (best-bright-pig) erfolgt iſt, friſcht es bei Holzkohlen in einem Heerd und ſchmiedet die Luppen zu Kolben aus; 24 — 24½ Centn. Feineiſen geben 20 Cent. Kolben. Dieſelben werden in einem gewöhnlichen Flammofen (heating-furnace) mit Steinkohlenfeuerung ausgeſchweißt und dann zu Draht ausgewalzt und ausgezogen, bei welchen Proceſſen ſie wieder einen neuen Abgang von 10 Prozent erleiden.

Das Materialeiſen zur Nägelfabrikation wird auf gleiche Weiſe dargeſtellt, nur werden die Stäbe nicht ausgeſchmiedet, ſondern zu Plettinen ausgewalzt, dann von Neuem gewärmt und unter einem Schneidwerk zu Nageleiſen zerſpalten, bei welcher letztern Operation ein Abgang von 3 Prozent Statt findet.

## Friſchproceß bei Steinkohlen.

Derſelbe beſteht aus den folgenden Proceſſen: 1) der Vorbereitung oder dem Weißmachen (Reinigen) des Roheiſens in Heerden, welche Aehnlichkeit mit den gewöhnlichen Friſchheerden haben und Feineiſenfeuer heißen. Man erhält dabei ein dem reinen Eiſen näher ſtehendes Metall, welches Feineiſen (fine metall) heißt.

Der zweite Proceß, welcher den Zweck hat, die Wirkung des erſten zu vollenden, wird das Puddeln genannt; er wird in Flammöfen ausgeführt, welche man Puddelöfen (Puddling furnaces) nennt.

Der dritte Proceß endlich beſteht darin, mehrere Eiſenſtäbe zuſammen zu ſchweißen und ſie zu gerben, ſo daß die Maſſe gleichartiger und feſter wird. Man gebraucht hierzu ebenfalls Flammöfen, welche man Schweißöfen, im Engliſchen Balling-furnaces und Mill-furnaces nennt. — Dieſer letztere Proceß wird nicht in allen Hütten ausgeführt, ſondern es wird oft das aus den Puddelöfen kommende und gezängte Eiſen an andere Hütten verkauft, die nur Schweißöfen (Heating-furnaces) und Walzwerke haben. — Um die letztern Proceſſe des Friſchens leichter zu verſtehen, laſſen

wir erſt eine Beſchreibung der dabei angewendeten Oefen und Maſchinen vorangehen.

## 1) Feineiſenbereitung.

### Heerd und Gebläſe.

Das von den Hohöfen kommende Roheiſen wird in *Heerden*, die Feineiſenfeuer, im Engliſchen **Finerys, Refinery furnaces, Running out fires** genannt werden und von denen die Figg. 25, 26 und 27, Taf. 33, eine Abbildung geben, umgeſchmolzen. Der Heerd beſteht aus einem Ziegelſteingemäuer, welches etwa $9\frac{1}{2}$ Fuß lang und breit iſt und ſich etwa 13 Zoll über der Hüttenſohle erhebt. In der Mitte dieſes Mauerwers iſt der eigentliche länglich viereckige oder quadratiſche Heerd befindlich, der etwa $3\frac{1}{2}$ Fuß lang, $3\frac{1}{4}$ bis $3\frac{1}{2}$ Fuß breit und 14 bis 15 Zoll tief iſt. Die neuern Feineiſenfeuer haben wenigſtens vier Formen. Die Figg. 25 — 27, Taf. 33, ſtellen ein in der Nähe von Dudley angewendetes Feuer dar, welches 14 Zoll tief und 3 Fuß 8 Zoll breit iſt.

In mehreren Engliſchen Hütten findet man auch Feineiſenfeuer mit ſechs bis acht Formen, drei oder vier an jeder Seite, die man doppelte Feuer (**double fires**) nennt. Der Durchmeſſer der Düſen iſt dabei nicht verändert, ſondern der Heerd vergrößert, wodurch der Betrieb gegen die Feuer mit wenigern Formen ſehr beſchleunigt, die Produktion erhöht und der Koaksaufwand vermindert worden iſt. Die Anwendung dieſer doppelten Feuer wird daher immer allgemeiner.

Auf drei Seiten iſt der Heerd von gußeiſernen Trögen begrenzt, welche ſtets mit kaltem Waſſer gefüllt erhalten werden, um ihr Schmelzen zu verhindern. Wenn die eine Seite von dieſen Trögen verbrannt iſt, ſo wird die ſchadhafte Seite mit Lehm ausgebeſſert und es wird die andere Seite dem Feuer zugekehrt. — Die vordere Seite deſſelben iſt mittelſt einer 4 Zoll ſtarken und mit einer Stichöffnung verſehenen gußeiſernen Platte geſchloſſen.

Die beiden Seitenwände über den Trögen, welche die Koaks und das Roheiſen im Augenblick des Aufgebens zuſammenhalten ſollen, beſtehen aus gußeiſernen, häufig hohlen Platten, durch welche ebenfalls kaltes Waſſer ſtrömt. — Die Sohle des Heerds beſteht aus feuerfeſten Ziegelſteinen und auf derſelben iſt eine Schicht von zerſtoßenem Quarz.

Vor der Stichöffnung iſt, wie man aus den Figuren erſehen kann, eine 15 bis 20 Fuß lange, 2 Fuß breite und einige Zoll tiefe Grube vorhanden. Die beiden Seitenflächen dieſer Vertiefung ſind geneigt und ſie ſowohl als die Sohle ſind mit gußeiſernen Platten bekleidet. Gewöhnlich iſt ſie der Abſtichöffnung gegenüber nicht geſchloſſen, ſondern man macht dort bei jedem Abſtich nur einen

kleinen Damm von Sand, um dort das flüſſige Metall zurück zu halten. Iſt dieſes, welches eine ſtarke lange Platte bildet, erſtarrt, ſo wird es emporgehoben, welches durch den Sanddamm ſehr erleichtert wird und man ſchafft ſie auf Rollen noch rothglühend in eine zweite mit Gußeiſen bekleidete Grube, welche ſteten Zufluß von kaltem Waſſer hat, um ſie ſchnell abzukühlen.

Ueber dem Heerd iſt eine 15 bis 20 Fuß hohe Eſſe von Ziegelſteinen vorhanden, die von vier gußeiſernen, 5 — 8 Fuß hohen Pfeilern getragen wird. Auf zwei Seiten iſt der Raum zwiſchen denſelben, wie ſchon bemerkt, durch gußeiſerne Platten und die kurze Seite, wo der Abſtich befindlich iſt und die gegenüber liegende ſind durch blecherne Thüren verſchloſſen, welche die Koaks zuſammenhalten und den Arbeitern den Zugang zu dem Heerde geſtatten, ſo daß dieſelben in ihm arbeiten können. Der ganze Heerd ſteht, wie die Abbildung, unter einem leichten von Säulen getragenen Dache, ohne Seitenwände.

Hat ein Feineiſenfeuer nur zwei oder drei Formen, ſo liegen ſie ſtets an einer Seite deſſelben, wogegen vier, ſechs und acht an beiden Seiten angebracht ſind. Die Formen ſind unter 30 und zuweilen unter 45° in den Heerd geneigt und im Allgemeinen hat ihre Axe eine ſolche Richtung, daß ſich die der gegenüber liegenden nicht treffen. Sie ſtehen $4\frac{1}{2}$ — $5\frac{1}{2}$ Zoll in den Heerd hinein, um den Schmelzpunkt in die Mitte deſſelben zu führen und die gußeiſernen Wände, welche denſelben umſchließen, nicht zu verbrennen. Wirkt aber der Wind nur in der Mitte des Feuers, ſo erkalten bedeutende Mengen des Roheiſens und hängen an den Wänden feſt. — Die Formen ſind Waſſerformen und von der Einrichtung, wie ſie auf Taf. 29, in Fig. 6, abgebildet worden ſind; ſie beſtehen aus Gußeiſen, ruhen auf den beiden langen, das Feuer umſchließenden Waſſerkaſten oder Trögen und liegen ſo, daß ſie die langen Seiten in gleiche Theile theilen. Das Waſſer wird durch die Röhre **ab** ein und durch die Röhre **cd** abgeführt; erſtere reicht in die Form hinein, um das Maul derſelben, welches am meiſten von der Hitze leidet, gehörig abzukühlen. — Sehr weſentlich iſt ein möglichſt gleichförmiger Wind.

Die Dimenſionen eines Staffordſhire Feineiſenfeuers ſind in den Figg. 25—27, Taf. 33, angeben; die eines Waleſer, zu Dowlais, mit drei Formen, ſind die folgenden: Tiefe 15 Zoll, Länge 4 Fuß, Breite 3 Fuß., ſämmtlich lichte Maaſe. Die Formen ſtechen 45° in den Heerd, treten 7 Zoll in demſelben vor und liegen 12 Zoll von dem Boden entfernt. — Zwiſchen der erſten Form und der Vorderſeite des Heerds findet ein Zwiſchenraum von 14 Zoll Statt, von der dritten nach der Hinterſeite beträgt die Entfernung 1 Fuß, ſo daß die drei Formen einen Raum von 22 Zoll einnehmen. — Der Durchmeſſer der Düſen beträgt $1\frac{1}{4}$ Zoll.

Ein Feineiſenfeuer bedarf einer bedeutenden Quantität Wind; wir haben ſchon im erſten Abſchnitt bemerkt, daß man zu ſeiner Erzeugung ein Fünftel von der zu einem Hohofengebläſe erforderlichen bewegenden Kraft bedürfe, d. h. fünf bis ſechs Pferden. Meiſtens dürfte aber eine bedeutendere Kraft erforderlich ſeyn und es laſſen ſich für das Gebläſe eines vier= bis ſechsförmigen Feuers wohl 11 bis 12 Pferdekräfte annehmen und das Quantum der in einer Minute zugeführten Luft beträgt 1000 bis 1200 Kubikfuß. Die Preſſung des Winds ſoll im Allgemeinen der bei den Hohöfen gleich ſeyn; gewöhnlich iſt dies aber nicht der Fall, da die Feineiſenfeuer in den meiſten Fällen etwas entfernter von den Gebläſen liegen, wie die Hohöfen.

In Wales gibt man weit mehr Wind als in Staffordſhire und erreicht dadurch eine Beſchleunigung des Proceſſes und erlangt ein reineres oder mehr gefriſchtes Produkt. Es iſt dies auch in jener Provinz erforderlich, weil man in vielen Hütten die Schlacken von den Schweißöfen der Beſchickung zuſchlägt, wodurch ein minder reines Roheiſen als mit Erzen allein erfolgt. Das Feineiſen iſt daher in Wales weit löcheriger und poröſer als in Staffordſhire, ein Beweis, daß das Friſchen weiter vorgeſchritten iſt.

## Betrieb der Feineiſenfeuer, Materialienaufwand.

Der Betrieb iſt der folgende: Die Tiefe des Feuers iſt nach der Beſchaffenheit des zu verfriſchenden Roheiſens verſchieden und um jene zu verändern, macht man die Sandſchicht auf dem Ziegelſteinboden ſchwächer oder ſtärker. Bei ſehr grauem Roheiſen beträgt dieſe Tiefe 9 Zoll und das Stechen der Formen 25 bis 45°; bei weißem Roheiſen dagegen beträgt jene zuweilen 13 — 14 Zoll und dieſe 25°. Man fängt damit an, das Feuer mit Koaks auszufüllen, wobei man denen, welche in freier Luft dargeſtellt worden ſind, den Vorzug gibt. Nun gibt man 3 bis 4 Centner Schlacken von dem vorhergehenden Proceß auf und nimmt die, welche zu Ende deſſelben mit dem Feineiſen zugleich abfließt. Sie beſchleunigen die Arbeit, vermindern den Abgang und ſind zum Schutz des flüſſigen Roheiſens gegen die unmittelbare Einwirkung der Gebläſeluft erforderlich. Darauf legt man die Roheiſengänge horizontal und parallel mit den Seitenwänden des Feuers auf die Koaks, bedeckt das Ganze mit einem Koakshaufen und zündet es an. Nach Verlauf von einer Viertelſtunde, wenn ſich das Feuer überall hin mitgetheilt hat, läßt man Wind ein, den man nach und nach verſtärkt, worauf das Roheiſen ebenfalls nach und nach einſchmilzt und ſich am Boden des Feuers ſammelt. Indem die Koaks verbrennen, werden ſie durch andere erſetzt und man ſucht an allen Punkten des Heerds eine recht gleichförmige Hitze zu erhalten. Die Arbeiten beſtehen darin,

daß das Roheiſen zuweilen emporgehoben wird und daß man einen Theil der Schlacken in den Ecken der Vorderſeite des Feuers ablaufen läßt, auch die Temperatur hoch genug erhält, daß das Roheiſen ſtets flüſſig bleibt. Während dieſer Operation heben ſich die Kohlen fortwährend, welches zum Theil von der Wirkung des Winds und zum Theil von einem Aufblähen des Roheiſens bei der Entwicklung des Kohlenoxydgaſes herrührt. Um die Fortſchritte des Proceſſes zu erkennen, ſtößt der Arbeiter ſeine Brechſtange in das Metall, zieht ſie, mit einem ſehr dünnen Ueberzuge verſehen, zurück und wenn derſelbe ſehr ſchnell erkaltet und kleine Bläschen zeigt, die größer werden und ſchnell zu zerreiſſen ſcheinen, was gewöhnlich nach 2—2½ Stunden der Fall iſt, ſo kann man den Proceß als beendigt anſehen. Man öffnet darauf das Stichloch, worauf Feineiſen und die Schlacken in die gußeiſerne Form in der Vertiefung vor dem Feuer ablaufen. Die Form iſt vorher mit einem dünnen Lehmbrei beſtrichen, der getrocknet einen feuerfeſten Ueberzug bildet, ſo daß das Feineiſen nicht an der Form hängen bleibt. Das Feineiſen bildet eine 10 Fuß lange, 3 Fuß breite und 2—2½ Zoll ſtarke Platte. Ein Theil der Schlacke bildet eine kleine Rinde auf der Oberfläche des Metalls, allein der größte Theil ſammelt ſich in einer Vertiefung am Ende der Form.

Man ſchüttet ſehr viel Waſſer auf das Feineiſen, um es ſpröde zu machen und vielleicht auch, um es zum Theil zu oxydiren und man zieht die Platte dann unmittelbar aus der Form. Um das Aufheben der Feineiſenplatte zu erleichtern, iſt das Ende der Form nur mit einem Sanddamm verſchloſſen, den man weg und eine kleine gußeiſerne Rolle an ſeine Stelle bringt. Man faßt darauf die Platte an dem andern Ende bei dem Feuer mit einem Haken, der an einer Kette ſitzt, die um eine weiter zurückſtehende Winde geht, ſo daß ein einziger Menſch im Stand iſt, ſie aus der Form zu ziehen. Das Feineiſen erkaltet ſehr ſchnell, iſt ſehr weiß und hat einen ſtrahligen Bruch. In den Waleſer Hütten iſt es oft porös, indem es ſehr viele kleine rundliche Höhlungen enthält, allein man findet dieſe Textur nicht in allen Hütten. — In Staffordſhire hat das Feineiſen oft ein kerniges Anſehn und die poröſe Lage iſt nur etwa ½ Zoll ſtark. In den Hütten bei Bradford in Yorkſhire, wo man ein ſehr geſuchtes Eiſen erzeugt, iſt das Feineiſen ſtets ſehr weiß oder etwas bläulich und hat einen ſtrahligen Bruch. Die poröſe Schicht iſt ſehr dünn.

Es hängt an dem Feineiſen ſtets ſehr viel Thon feſt und vermehrt den Abgang beim Puddelproceß. Man läßt es daher längere Zeit hindurch der Einwirkung der Luft ausgeſetzt, wodurch die erdige Rinde entfernt und der Abgang vermindert wird.

Die bei der Feineiſenarbeit fallenden Schlacken ſind ſchwarz, etwas metallähnlich, oft faſrig und kryſtalliniſch, obwohl weit weni-

ger als die bei den folgenden Proceſſen erfolgenden. Sie entſtehen durch die, welche das Roheiſen enthält, ſo wie durch die Verſchlakkung der Erden in den Steinkohlen. Ihre Beſtandtheile ſind denen der gewöhnlichen Friſchſchlacken ſehr ähnlich, nur enthalten ſie 6—7 Prozent Phosphorſäure.

Bei ſchlechtem Roheiſen ſchlägt man zuweilen etwas Kalkſtein zu. Zu Creuſot und Decazeville in Frankreich hat man mit gutem Erfolg Manganoxyd zugeſchlagen, wodurch man ein beſſeres Stabeiſen und einen geringern Eiſenabgang erlangte. — Auch ſetzt man zu Creuſot Bohnerz zu, aus welchem man an der Luft getrocknete Steine bildet. Zu 12—1300 Kilogr. Roheiſen ſchlug man 60 Kilogr. von dieſen Bohnerzſteinen und 10 Kilogr. Kalkſtein zu. — Dieſer Zuſchlag von Metalloxyden bei der Feineiſenbereitung ſcheint den Proceß zu beſchleunigen und den Abgang zu vermindern, der Kalkzuſchlag die Qualität des Eiſens zu verbeſſern.

Man hat in Frankreich auch gelungene Verſuche damit gemacht, die Koaks wenigſtens theilweis durch Steinkohlen zu erſetzen. Man füllte zuerſt das Feuer damit, ſetzte das Roheiſen darauf und wendete dann Koaks an. Jedoch iſt die durch Steinkohlen entſtehende ſtärkere Flamme den Arbeitern ſehr hinderlich.

Die Verſuche mit erhitzter Gebläſeluft bei der Feineiſenbereitung haben bis jetzt keine guten Reſultate gegeben.

Der Betrieb eines Feineiſenfeuers erfordert gewöhnlich drei Arbeiter, einen Meiſter und zwei Gehilfen; jedoch hat der eine von letztern nur wenig zu thun und wird daher oft zu andern Arbeiten verwendet.

Man verarbeitet $1\frac{1}{4}$—$1\frac{1}{2}$ Tonnen Roheiſen auf einmal, was nach der Beſchaffenheit des Roheiſens und mit der Leichtigkeit des Weißwerdens verſchieden iſt. Zuweilen kann man das obige Quantum noch vermehren, allein der Proceß muß dann ſchnell vor ſich gehen, damit ſich keine Maſſen halbgefriſchten Eiſens im Heerde ſammeln, welche ein Einſtellen des Betriebs nöthig machen würden. — In den ältern Feuern mit drei Formen dauert der Proceß etwa $2\frac{1}{4}$ Stunden, in den mit vier Formen nur $1\frac{1}{2}$ Stunde. Jedoch kann man nur 6 oder 7 Schmelzungen in 12 Stunden machen und in dieſer Zeit nur 9 Tonnen Roheiſen verarbeiten.

In vielen Hütten iſt die Anzahl der Feineiſenfeuer der der Hohöfen gleich, obgleich jene mehr verarbeiten können als dieſe produciren; allein da ſie des Sonntags nicht betrieben werden und öfterer Reparaturen bedürfen, ſo kann man die Zahl nicht vermindern. Uebrigens kann ein Feuer in 24 Stunden eingeriſſen und wieder aufgeſtellt werden.

In der Gegend von Dudley in Staffordſhire erfolgen aus einer Tonne Roheiſen 18 Ctr. Feineiſen; der Abgang beträgt daher etwa 10 Proz. Man verbraucht dabei 12 Ctr. Koaks, die etwa

einer Tonne Steinkohlen correſpondiren. — In Wales' beträgt der Abgang 11—12 Proz., der Koaksverbrauch auf die Tonne Roheiſen 7—8 Ctr. — Der Abgang ſteht übrigens im Verhältniß zu der Qualität des Roheiſens. Man vermengt die Roheiſenſorten nach dem zu fabricirenden Eiſen. Die beſte Sorte ſtellt man nur aus einem dunkelgrauen Roheiſen, im Engliſchen mit dark-grey-pig bezeichnet, dar. Andere Eiſenſorten werden mit Spiegeleiſen (bright), mit halbirtem (matley) oder mit weißem Roheiſen (white) dargeſtellt. Letzteres gibt das ſchlechteſte Eiſen und erleidet bis 15 Proz. Abgang, wogegen derſelbe bei erſterm nie mehr als 11 Prozent beträgt.

Die Produktionskoſten von einer Tonne Feineiſen betragen in Staffordſhire etwa 4 Pfd. St. 17 Sch. (33⅔ Rthlr.) und in Wales 3—4 Pfd. St. (21—28 Rthlr.)

Das Roheiſen verliert bei der Feineiſenbereitung einen Theil ſeines Kohlenſtoffs und der zurückbleibende iſt an das Eiſen gebunden, wie es bei dem weißen Roheiſen der Fall iſt; es ſcheint daher bei dem Proceß der Verbindungszuſtand des Roheiſens verändert und zu gleicher Zeit ſcheinen die Subſtanzen abgeſchieden zu werden, welche das Eiſen fehlerhaft machen.

In der Dowlaishütte hat man ſeit einigen Jahren eine Veränderung bei der Feineiſenbereitung eingeführt, wobei an Brennmaterial und an Arbeitslohn geſpart wird. Die Feineiſenfeuer liegen nämlich vor den Arbeitsgewölben der Hohöfen, etwa 15—18 Fuß davon entfernt, ſo daß das aus der Abſtichöffnung ausfließende Metall ſogleich noch flüſſig in die Feuer gelangt. Iſt das Feuer kalt, ſo wird es erſt, wie bei dem gewöhnlichen Betrieb, angefeuert, weil ſonſt das Roheiſen erſtarren würde; allein iſt es einmal im Betrieb, ſo folgen die Proceſſe ohne Unterbrechung auf einander, die Temperatur des Heerds iſt ſehr hoch und es würde unnütz ſeyn, ihn vor der Einführung des Roheiſens zu feuern. Die Arbeit in den Feineiſenfeuern erleidet daher keine andere Veränderung, als daß der erſte Theil des Proceſſes, das Einſchmelzen des Roheiſens, wegbleibt.

Die Formen ſtechen mehr in den Heerd als bei den noch gewöhnlicher Art eingerichteten Feuern; das producirte Feineiſen hat daſſelbe Anſehen, es iſt hellgrau und ſehr blaſig, wird in dünne Platten gegoſſen und durch darauf gegoſſenes Waſſer abgekühlt. — Der Proceß dauert etwa eine Stunde und man macht täglich etwa 20 Schmelzungen. Da nun im Hohofen in derſelben Zeit im Durchſchnitt 14 Tonnen Roheiſen producirt werden, ſo werden jedesmal etwa 14 Ctr. in dem Feineiſenfeuer verarbeitet. Auf 100 Gewichtstheile Roheiſen werden etwa 170 Th. Steinkohlen (oder vielmehr die daraus erfolgenden Koaks) verbraucht, ſtatt daß bei dem gewöhnlichen Verfahren 230—240 Gewichtstheile aufgehen.

Die Erſparung an Brennmaterial und an Arbeitslöhnen durch dieſes neue Verfahren iſt daher evident und in der großen Dowlaishütte, die im Durchſchnitt wöchentlich 1200 Tonnen Roheiſen producirt und fortwährend die mechaniſche Kraft von 1240 Pferden bedarf, ſind jetzt alle Feineiſenfeuer auf dieſe Weiſe eingerichtet. — Um ſo mehr muß man ſich daher wundern, die Feineiſenfeuer auf den andern Hütten in der Nähe von Merthyr-Tydwill noch auf die gewöhnliche Weiſe betrieben zu ſehen, indem die Gegner dieſer Neuerung behaupten, das dabei erhaltene Feineiſen erleide beim Puddeln einen weit größern Verluſt, der die erlangten Vortheile gänzlich wieder ausgleiche.

## 2. Das Puddeln, das Ausſchweißen und das Ausrecken der Stäbe. Oefen und Maſchinen.

Von den Puddelöfen (Puddling furnaces). — Dieſe Oefen gehören zu der Klaſſe der Flammöfen und da die in ihnen entwickelte Hitze ſehr groß iſt, ſo zerfällt die Stärke des Gemäuers in zwei Theile. Die äußere Bekleidung kann aus gewöhnlichen Ziegelſteinen oder aus ſonſtigen paſſenden, lokalen Materialien beſtehen, wogegen zu dem innern Gemäuer feuerfeſte Ziegelſteine genommen werden müſſen; nur die Heerdſohle beſteht oft aus Gußeiſen. Die Stärke dieſes innern Futters iſt nach den verſchiedenen Theilen des Ofens verſchieden, beſteht aber im Allgemeinen aus zwei Ziegelſteinen. Die äußere Bekleidung iſt ſehr verſchieden, beſteht ſie aus Ziegelſteinen, ſo iſt es gewöhnlich nur aus einer Lage.

Um den Widerſtand, den dieſe Oefen den zerſtörenden Einwirknngen der von der Hitze veranlaßten Ausdehnung entgegenſetzen müſſen, zu vermehren, verankert man ſie mit Eiſen. Zuweilen, wenn die äußere Bekleidung aus Steinen beſteht, macht man die Verankerung nur aus horizontal- und vertikallaufenden Eiſenſtäben (Fig. 1 und 2, Taf. 34), welche über einander greifen und die mit Spletten zuſammen gehalten werden. Gewöhnlich aber iſt die ganze Oberfläche der Oefen mit gußeiſernen Platten bekleidet, wie Fig. 5 zeigt; dieſelben werden mit dagegen gelegten ſenkrechten Gußeiſen- und mittelſt horizontaler, über dem Gewölbe liegender geſchmiedeter Stäbe zuſammen gehalten. — Zu Dowlais und Cyfartha in Wales ſind alle dieſe Oefen gänzlich mit Gußeiſenplatten bekleidet, wodurch die übrige Konſtruktion ſehr leicht gemacht werden kann. Man verfährt bei dem Bau der Oefen auf folgende Weiſe: Man macht in dem Boden eine Grube, etwas länger und breiter als der Ofen werden ſoll und etwa 18—24 Zoll tief. Die Wände dieſer Grube bekleidet man mit einem ungefähr 15 Zoll ſtarken Mauerwerk und gegen daſſelbe ſtellt man ein Stück Gußeiſen **ab** (Fig. 7), welches mit einem Vorſprung **a** und mit zwei Löchern für Bolzen verſehen

iſt. Auf den nur 9 Zoll breiten Vorſprung legt man einen einzigen Ziegelſtein m, welcher eine 9 Zoll breite gußeiſerne Platte c d (Fig. 6 und 7) unterſtützt, auf welche man nun die Vorderwand des Ofens, die der Eſſe gegenüber liegt, aufführt. Dieſer Mauer wird durch einen ſtarken gußeiſernen Rahm E F Feſtigkeit verliehen. Der Rahm iſt an den Seiten mit zwei kleinen durchlöcherten Vorſprüngen verſehen, wodurch er mittelſt Schraubenbolzen mit der Platte G verbunden iſt, welche ihrerſeits die Seitenwand des Ofens bekleidet. Jenſeits des Ständers a b iſt ebenfalls an die Platte G, ein anderer mit einem ähnlichen, jedoch niedrigern Vorſprung befeſtigt, der durch Punkte angedeutet worden iſt. Man führt auf demſelben eine drei Ziegelſteine hohe Mauer auf und auf dieſe legt man die gußeiſernen Balken h (Fig. 6), auf denen der Roſt und die als Heerdſohle dienende gußeiſerne Platte ruhen; der breiteſte Balken h′ trägt die Feuerbrücke. Man ſieht, daß der Roſt ungefähr eine Ziegelſteinſtärke über der Platte c d liegt.

Die beiden Seitenwände ſind jede mit drei Platten G (Fig. 5) bedeckt, die bis zu der Eſſe reichen; dieſe Platten haben vorſtehende Ränder und ſind durch Schraubenbolzen mit einander verbunden. Sie ſind ¾ Zoll, die Platte E F iſt aber 1 Zoll ſtark. — Die Eſſe wird von vier gußeiſernen Füßen getragen; auf dieſelben legt man zuvörderſt vier gußeiſerne Platten und auf dieſe führt man die Eſſe von Ziegelſteinen auf. Alle 4 oder 5 F. ſind die Ziegelſteinmauern durch horizontal gelegte gußeiſerne Platten m, Fig. 8, unterbrochen. Dieſelben ſind mit durchlöcherten Lappen o verſehen, durch welche Eiſenſtangen gehen, die alle Platten einer und derſelben Seite mit einander vereinigen. Die Platten der vier Seiten von der Eſſe bilden keine Reihe von gußeiſernen Rähmen, ſondern ſie ſind ſo gelegt, daß ſtets eine Ziegelſteinhöhe Unterſchied zwiſchen den Platten der Seiten X (Fig. 9) und denen der Seite Y der Eſſe exiſtirt.

Der Puddelofen iſt im Innern in drei Theile getheilt, den Heitzraum, den Heerd und die Eſſe. Die Dimenſionen dieſer drei Theile ſind ſehr veränderlich. In den letztern Jahren hat man in einigen Hütten weit größere Oefen angewendet, als die früher im Gebrauch ſtehenden waren. Dieſe Oefen haben eine Thür mehr als die ältern: in den einen liegen ſie einander gegenüber und man arbeitet durch beide zu gleicher Zeit. In den andern liegen ſie auf einer Seite: die eine hat gewöhnliche Dimenſionen und dient zur Arbeit; die andere kleinere liegt faſt am Ende des Heerds und dient zum Einſetzen des Feineiſens, ſo daß es während des Puddelns von dem vorhergehenden Proceß rothglühend gemacht wird. Die Figg. 5, 6, 7 und 9, Taf. 34, ſtellen einen Ofen dieſer Art dar, durch welchen eine Brennmaterialienerſparung erlangt worden iſt. a iſt das Schürloch, b die Arbeitsthür, c die Thür zum Einſetzen des Feineiſens, d endlich eine vierte Oeffnung.

Der Heitzraum oder Roſt iſt 3½—4½ F. lang und 2 F. 8 Zoll bis 3 F. 4 Z. (Engl. Maas) breit. Die Thüröffnung, durch welche man die Steinkohlen auf den Roſt wirft, iſt 8 und 12 Zoll im Quadrat weit und nach außen zu erweitert; ſie iſt mit einem gußeiſernen Rahm eingefaßt. Man häuft gewöhnlich Steinkohlen darin an, um den Zug nicht zu vermindern und um keine Luft über den Roſt einzuführen.

Der Roſt beſteht aus einzelnen beweglichen Stäben, damit die ſich zwiſchen denſelben anhäufenden Cinders leicht mittelſt einer Brechſtange hinausgeſchafft werden können. Aus dieſem Grunde geht die Mauer, welche den Anfang des Gewölbes bildet, nicht gänzlich bis zu dem Roſt hinab. Es iſt ein leerer Raum von 3 Zoll vorhanden, durch den die Arbeiter ihre Brechſtange einführen und um dieſelbe ſtützen zu können, iſt in der Höhe des Roſts ein gußeiſerner Balken angebracht, der mit Einſchnitten verſehen iſt, der deshalb oft der Kamm genannt wird. Die 12—13 Linien ſtarken Roſtſtäbe ruhen auf zwei oder drei gußeiſernen Balken von 3—4 Zoll Stärke.

Bei einfachen Oefen iſt über der Brücke eine niedrige Oeffnung d (Fig. 5) angebracht, durch welche man die Stäbe glühend macht, die man an die Luppen ſchweißt, um dieſe bequemer zängen zu können; man verſchließt dieſe Oeffnung mittelſt eines Ziegelſteins. Liegen zwei Oefen neben einander, ſo liegt dieſe Oeffnung neben dem Schürloch.

Die Heerdſohle beſteht entweder aus Ziegelſteinen oder aus Gußeiſen. Im erſtern Fall ſind es feuerfeſte, auf der hohen Kante ſtehende Ziegelſteine, die eine Art von flachem Gewölbe bilden. Sie ruht unmittelbar auf einem maſſiven Mauerwerk oder auf einem Gewölbe. — Beſteht dagegen der Heerd aus Gußeiſen, welches jetzt allgemein dazu gebraucht wird, ſo macht er bei kleinen Oefen nur ein, gewöhnlich aber zwei oder drei Stücke aus. Eine einzige Platte hat den Nachtheil, daß faſt der ganze Ofen eingeriſſen und wieder aufgebaut werden muß, wenn man ſie auswechſeln will. In dieſem Fall iſt die Platte etwas concav, wie Fig. 2, Taf. 34 zeigt. Beſteht er dagegen aus mehreren Stücken, ſo iſt er gewöhnlich eben. Die Stärke der Platten beträgt 2—2½ Zoll. — Die gußeiſernen Heerdplatten ruhen auf ebenfalls aus Gußeiſen beſtehenden Pfeilern, deren Zahl ſich auf vier oder fünf beläuft. Sie ſtehen auf gußeiſernen Sockeln, die ihrerſeits auf Mauerwerk liegen. Dieſe Heerdplatten reichen überall mit ihrem Rand in das Gemäuer des Ofens und damit ſie feſter liegen, läßt man eine Ziegelſteinreihe vorſpringen, ſo daß dieſe eine Art von Geſims bildet.

Die Länge des Heerds beträgt gewöhnlich 6 F. und ihre Breite iſt an verſchiedenen Punkten verſchieden; die größte Breite iſt der Thür gegenüber und beträgt 4 F. In dem Ofen, deſſen Abbildung wir in Fig. 12

mittheilen und der ſehr gute Reſultate gibt, hat der Heerd eine Art Vorſprung, der in die Thüröffnung hineingeht. In der Nähe des Roſts, von welchem er durch die 10 Z. breite, aus Ziegelſteinen beſtehende und ſich 3 F. 3½ Z. über ihn erhebende Feuerbrücke getrennt iſt, hat er 2 F. 10 Z., am andern Ende 2 F. Breite. Die Krümmung, welche die Seiten der Heerdplatte zeigen, ſind nicht ſymmetriſch; zuweilen bildet ſie eine Hervorragung, wie in Fig. 12; gewöhnlich iſt ſie auf der Seite der Thür ſtärker als auf der entgegengeſetzten. Der Pfeil des Bogens beträgt auf der einen Seite 12 und auf der andern 8 Zoll. Am entgegengeſetzten Ende von dem Roſt hat der Heerd eine 2½ Zoll hohe Erhöhung von Ziegelſteinen, welche hindert, daß das ſchmelzende Eiſen nach dem Schlackenloch fließt. Jenſeits dieſer Erhöhung befindet ſich eine geneigte Ebene; das Schlackenloch, durch welches die Schlacken aus dem Ofen fließen, liegt gewöhnlich etwas tiefer als der Heerd und iſt unter der Arbeitsmauer angebracht. Jedoch ſticht man die Schlacken bei der Puddelarbeit ſelten ab, weil ſie zu einem guten Betrieb zu nothwendig ſind.

Die Thür iſt eine inwendig mit feuerfeſten Ziegelſteinen ausgeſetzte, mit einem vorſtehenden Rand verſehene Gußeiſenplatte, deren ganze Stärke 3½ Zoll beträgt (Fig. 4). Am untern Ende hat ſie eine 4—5 Zoll im Quadrat weite Oeffnung, welche mittelſt eines kleinen Stücks Roheiſen verſchloſſen wird und durch welche die Arbeiter den Zuſtand des Ofens erkennen und das bröckliche Eiſen umrühren können. Die Thür wird mittelſt eines Hebels und Gegengewichts gehoben und geſchloſſen (Fig. 4) und bewegt ſich in den Falzen des gußeiſernen, 14 Zoll breiten Rahmens.

Das Mauerwerk der Eſſe bildet mit dem des Ofens ein Ganzes; ſehr häufig wird ſie von vier gußeiſernen Pfeilern und von horizontalen Balken getragen, wie die Figg. 5, 9 und 10 zeigen. Die Eſſen ſind gewöhnlich ganz ſenkrecht; in einigen Hütten jedoch, wo man die Hitze zur Feuerung von Dampfkeſſeln benutzen will, wie wir weiter unten näher ſehen werden, führt man einen Theil horizontal. Mit Ausnahme dieſes Falls iſt es aber vorzuziehen, die Eſſen ganz ſenkrecht aufzuführen; ſie nehmen weniger Platz ein und koſten weniger.

Um den Bau wohlfeiler zu machen, legt man zwei Oefen an einander und vereinigt ihre Eſſen; da aber der Zug nicht gleich und nicht derſelbe und der Puddelproceß oft nicht auf demſelben Punkt in den Oefen iſt, ſo trennt man die beiden Eſſenröhren durch eine Mauer von einfachen oder doppelten feuerfeſten Ziegelſteinen.

Das Aeußere der Eſſen beſteht aus gewöhnlichen Ziegel= (Fig. 5) oder aus Quaderſteinen (Fig. 2), das Innere jedoch ſtets aus feuerfeſten Ziegelſteinen, die mit jenen nicht verbunden ſind. Auf dieſe Weiſe kann man das innere Futter ohne Nachtheil der äußern Be=

kleidung repariren. — Um der letztern mehr Feſtigkeit zu geben, legt man zuweilen zwiſchen gewiſſe, nicht weit von einander entfernte Schichten Stücken von ſtarkem Eiſenblech.

Die Eſſen der Puddelöfen ſind 30—50, am paſſendſten aber 45 Fuß hoch; ihr horizontaler Durchſchnitt iſt 14, 16 und 20 Z. im Quadrat. Die obere Oeffnung iſt mit einer Platte oder einem Regiſter (damper) verſehen, welches man nach Belieben öffnen oder verſchließen kann. — Die horizontal geführten Eſſen haben dieſelben innern Dimenſionen; ihr oberer Theil iſt gewölbt. Die das letztere bildenden Ziegelſteine ſind durch ein eiſernes Band verbunden. — Bei zwei an einander liegenden Eſſen ſteht die Axe der gemeinſchaftlichen Eſſe auf ihrer Scheidungslinie, ſo daß zwei geneigte Füchſe jener Eſſe Flammen und Rauch aus jedem Ofen zuführen. In dieſem Fall iſt das Schlackenloch von der Eſſe getrennt und liegt wie gewöhnlich auf der Verlängerung der Axe des Ofens. Die Füchſe haben 8—10 Zoll lichte Weite und ſind an der Vereinigung mit der Eſſe trichterförmig erweitert. Rechtwinklich in die Eſſe gehende Füchſe ſollen nicht ſo gut ziehen.

Die Heerdſohle der Oefen liegt 3 Fuß über dem Heerde. Das nur einen Ziegelſtein ſtarke Gewölbe liegt 2 Fuß über der Feuerbrücke und über der Mitte des Heerds. An ſeinem Endpunkte bei der Eſſe beträgt dieſe Höhe nur 8 Zoll und eben ſo hoch iſt auch die Oeffnung nach der Eſſe zu.

Die Puddelöfen mit zwei Arbeitsthüren haben in England ihre Vertheidiger und ihre Gegner. Man behauptet, daß ſie eine Brennmaterialienerſparung veranlaſſen, daß dieſelbe aber gering ſey, daß ſie die Arbeiter durch die Hitze weit mehr incommodiren, als die Oefen mit einer Thür. Sie koſten das Doppelte in Arbeitslöhnen, geben aber in derſelben Zeit ein höheres Ausbringen. Einer ihrer größten Vorzüge iſt der, daß ſie bei gleichem Ausbringen weniger Platz einnehmen. — Jedenfalls verdienen diejenigen Oefen mit zwei Thüren den Vorzug, von denen nur eine als Arbeitsthür dient, wie die zu Dowlais angewendeten. Sie verbrennen weniger Kohlen und produciren mehr in gleicher Zeit, ohne die Arbeiter durch zu große Hitze zu hindern.

Auch in Frankreich hat man dieſe Art Oefen in mehreren Hütten, wo die Steinkohlen weit hergebracht werden müſſen und theuer ſind, eingeführt. Man erſpart dabei 40—45 Kilogr. von 350 und man macht fünf Proceſſe ſtatt vieren in derſelben Zeit. Man kennt zwei verſchiedene Arten von ſolchen Oefen. — In den einen macht man das dem Roſt entgegengeſetzte Ende des Heerds um einige Centimeter höher und auf dieſe Erhöhung ſetzt man das Feineiſen mittelſt einer an jenem Punkt befindlichen Thür ein; es wird durch den Strom von erhitzter Luft, der ſich in die Eſſe begibt, erhitzt. Wenn das Puddeln vollendet iſt, ſo bringt man das ſchon roth-

glühende Feineiſen auf den untern Theil des Heerds. Ein ſolcher Ofen muß ein doppeltes Gewölbe haben, jedoch werden ſie nur ſelten angewendet. — In den meiſten Fällen verlängert man den Ofen um 20—24 Zoll und bringt eine Thür in der Nähe der Eſſe an, um mittelſt derſelben das Feineiſen auf den Heerd zu bringen. Dieſe Verlängerung ſcheint keinen andern Nachtheil zu haben, als daß das Ende des Ofens abgekühlt wird. Die Figg. 15 und 16, Taf. 34, ſtellen einen Ofen mit zwei Heerden und einer Arbeitsthür vor. In einem Ofen von dieſer Beſchaffenheit, deſſen Heerd 2,75 Met. (9 Engl. F.) lang iſt, kann man 300 Kilogr. (630 Pfd.) Roheiſen auf einmal verfriſchen und man erlangt ſehr gute Reſultate.

Endlich müſſen wir einer neuerlich bei den Puddelöfen in England angewendeten Vorrichtung erwähnen. Die Heerdplatte iſt nämlich hohl und doppelt und eben ſo beſteht der untere Theil der Seitenwände aus Gußeiſen und iſt hohl. Durch dieſe hohlen Räume wird ein Waſſerſtrahl geleitet, ſo daß der Heerd ſtets abgekühlt erſcheint und der Ofen nicht ſo leidet. Wir verweiſen jedoch auf Beſchreibung und Abbildung ſolcher Oefen in unſerm Handbuch des Maſchinen= und Fabrikenweſens II. 1. 80 ꝛc., ſo wie in Herrn Overmann's in Blansko trefflichem und ſehr empfehlungswerthen Werkchen: Ueber das Friſchen des Roheiſens u. ſ. w. (Brünn 1838), S. 50 ꝛc.

Wir haben ſchon weiter oben bemerkt, daß die aus den Puddelöfen entweichende heiße Luft und Rauch zuweilen zur Erhitzung der Dampfmaſchinenkeſſel benutzt würden. Vorrichtungen dieſer Art ſind beſonders häufig in Staffordſhire, wo man in allen neuen und auch in den meiſten alten Hütten Dampfkeſſel auf die Puddel= und Schweißöfen geſtellt hat. Wir geben in Fig. 17, Taf. 34, die Abbildung einer ſolchen Vorrichtung aus einer Staffordſhirer Hütte, bei welcher drei oder vier Oefen um einen Keſſel liegen und denſelben feuern. Er wird bis zu der obern Wölbung von einem Ziegelſteingemäuer umgeben, welches eine thurmartige Geſtalt hat und mit eiſernen Reifen umgeben iſt. Das Ganze wird von einem Gußeiſenſtück AB getragen, welches über dem Gewölbe der Oefen angebracht iſt und von gemauerten Pfeilern zwiſchen denſelben getragen wird. Die aus den Oefen entweichende Flamme ſteigt in den Kanälen e neben dem Keſſel in die Höhe, tritt in den Kanal c, der in dem Keſſel ſelbſt angebracht iſt und geht durch einen Kanal d wieder niederwärts. Von dort begibt ſich der Rauch mittelſt eines unterirdiſchen Kanals zu einer großen 80—100 Fuß hohen Eſſe, der einzigen in der Hütte.

Der Keſſel iſt 16 oder 17 Fuß hoch und hat 7 Fuß im Durchmeſſer; die Kanäle c und d ſind $2\frac{1}{2}$ und 3 Fuß weit; x iſt von y 8—9 Fuß entfernt. — Den Zug der Oefen regulirt man mittelſt

der gußeiſernen Schieber f, welche mit einer Zahnſtange verſehen ſind, in welche ein Getriebe greift, an deſſen Axe eine Scheibe g ſitzt. Ueber dieſelbe geht eine Kette ohne Ende, mit der man das Regiſter leicht hin= und herſchieben kann. — Die Schlacken fallen in den Raum h, aus welchem ſie mittelſt einer in dem Mauerwerk angebrachten Oeffnung, vor der man fortwährend ein Steinkohlenfeuer unterhält, abfließen.

In derſelben Hütte hat man auch die aus den Glühöfen der Blechfabrik unbenutzt entweichende Hitze zur Feuerung von Dampfkeſſeln benutzt. Auf jedem Ofen bringt man einen Keſſel horizontal an; die heiße Luft und der Rauch circuliren durch Röhren in dem Keſſel und begeben ſich von da in eine gemeinſchaftliche Eſſe.

Die Brennmaterialienerſparung, welche dieſe Einrichtung der Oefen und der Dampfkeſſel einer Hütte veranlaßt, iſt ſehr bedeutend; denn die Dampfmaſchinen verbrauchen beim Ausrecken von einer Tonne Stabeiſen zwiſchen Zängehammer und Walzen 1½ Tonnen Steinkohlen.

## Von den Schweißöfen (Reheating furnaces, Balling furnaces, Mill-furnaces).

Die Schweißöfen, welche zum Ausſchweißen des in den Puddelöfen gefriſchten und unter Hämmern oder zwiſchen Walzen gezängten, noch unreinen (mit Schlacken und Eiſenoxyd vermengten) Eiſens, der ſogenannten **Balls**, angewendet werden, ſind den Puddelöfen faſt gleich, nur haben ſie verſchiedene Dimenſionen. Ihre Breite iſt an der Vorderſeite, wo man ihnen eine Krümmung gibt, viel bedeutender; ſie beträgt gewöhnlich 4 Fuß. Der Heerd der Oefen iſt 6—7 F. lang und wird von der Brücke nach dem Fuchs zu ſchmäler. Er beſteht gewöhnlich aus einem flachen Ziegelſteingewölbe, welches mit einer 1—1½ Zoll ſtarken Sandſchicht bedeckt iſt; manche Heerde beſtehen aber auch aus Gußeiſen. In Fig. 14, Taf. 34, iſt eine ſolche Platte abgebildet. Das Gewölbe dieſer Oefen iſt etwas flach und liegt in der Mitte des Ofens etwa 2 F. über der Sohle; nach der Eſſe zu wird es niedriger. Oft gibt man dem Heerd nach dem Schlackenloch zu eine geringe Neigung, um das Abfließen der Schlacken zu erleichtern, deren ſehr viel fallen, beſonders wenn die gezängten Luppen (blooms) ausgeſchweißt werden. Damit nun die Schlacken nicht erſtarren, nöthigt man die Flamme, darüber hinzuſtreichen, indem man die Fuchsöffnung recht tief anbringt. In der Nähe des Schlackenlochs iſt eine gußeiſerne Platte angebracht, auf welcher man ein Steinkohlenfeuer unterhält. — Da ein Theil des Sands von der Heerdſohle ſich mit dem Eiſenoxyd verbindet und Schlacke bildet, ſo muß man nach zwei

oder drei Schweißungen an den Punkten wieder Sand hinzufügen, wo er nicht dick genug zu liegen ſcheint.

Die Eſſen der Schweißöfen ſind 30—40 Fuß hoch. Die Dimenſionen der Oefen dieſer Art müſſen ſo berechnet ſeyn, daß ſie in gleicher Zeit einen größern Hitzgrad geben, als die Puddelöfen, indem dieſer letztere Proceß keine ſo hohe Temperatur erfordert, als das Ausſchweißen der Balls und Stäbe.

### Maſchinen einer Engliſchen Stabeiſenfabrik.

In England bedient man ſich zum Zängen und Ausrecken des gefriſchten Eiſens ſehr ſchwerer gußeiſerner Hämmer, Walzen von verſchiedenen Dimenſionen und Scheren. Dieſe verſchiedenen Mechanismen werden entweder durch eine Dampfmaſchine bewegt, wie in Staffordſhire und in faſt allen übrigen Provinzen Englands, oder wo es die örtlichen Verhältniſſe geſtatten, wie z. B. in einigen Hütten von Südwales, durch Waſſerräder.

Wir wollen hier annehmen, daß die Bewegung durch eine Dampfmaſchine bewerkſtelligt werde und wir wollen unterſuchen, welche Arbeit ſie zu leiſten habe. Eine Hütte, in der man wöchentlich 100—150 Tonnen Eiſen von verſchiedenen Dimenſionen zu fabriciren hat, beſteht aus einem oder aus zwei Aufwerfhämmern; aus zwei Paar Zängewalzen; aus zwei Paar Walzen von 14 Z. Durchmeſſer zum Ausrecken zu ſtarken Stäben; aus zwei Paar Reckwalzen von 10 Z. Durchmeſſer für die Eiſenſorten von mittlerer Stärke; aus zwei oder drei Paar Reckwalzen von 7 Z. Durchmeſſer für die feinen Eiſenſorten; aus ein Paar glatten Walzen von 8 Z. Durchmeſſer zur Vollendung des Blechs; aus einem Paar Walzen zum Auswalzen der Plattinen, welche zwiſchen einem Schneidwerk zerſpalten werden; endlich aus zwei oder drei Scheren und aus einer Drehbank zum Abdrehen verſchiedener Arten von Walzen. Die Dampfmaſchine muß daher 10 oder 11 Walzwerke, einen Hammer, Scheren und ein Drehwerk in Bewegung ſetzen. Man gibt ihr gewöhnlich einen Cylinder von 45 Z. Durchmeſſer, welches einer Kraft von 80—85 Pferden entſpricht.

Die Laſt, welche die Maſchine zu überwinden hat, iſt nicht conſtant. Man wird leicht alle die Veränderungen, welche die Kraft zwiſchen den äußern Grenzen zu überwinden hat, begreifen; letztere beſtehen einerſeits darin, daß alle Walzen leer gehen und andrerſeits, daß zwiſchen allen Stäbe ausgereckt werden. Man muß die Arbeit ſo einzurichten ſuchen, daß dieſe äußerſten Fälle nicht vorkommen und daß nur ein Theil von den Maſchinen gleichzeitig im Betrieb iſt. Die Kraft, welche die Maſchine auszuüben vermag, iſt eben ſo verſchieden, wie die aller der Maſchinen, deren Bewegung durch Kurbeln mitgetheilt wird. Aus dieſem Grund ſind die Maſchinen,

welche die verſchiedenen Vorrichtungen in einer Stabeiſenfabrik in Bewegung ſetzen, mit ſehr mächtigen Schwungrädern verſehen, die 150—225 Centner wiegen und 16—33 Fuß im Durchmeſſer haben. Die Laſt iſt ſo viel als möglich auf die Peripherie der Schwungräder vertheilt, deren Geſchwindigkeit ungefähr 72 Umgänge in der Minute beträgt. Es erfolgt durch eine ſolche Einrichtung eine ſo gewaltige Kraft, daß es unmöglich ſeyn würde, die Maſchine, ohne ſie zu zerbrechen, plötzlich anzuhalten. Auch ſieht man dahin, einige Stücke von geringer Wichtigkeit an der Maſchinerie, wie z. B. Verbindungsſtücke zur Fortpflanzung der Bewegung, Muffen und dergleichen möglichſt ſchwach zu machen, damit, wenn ſich ein Widerſtand zeigt, dieſe Theile zerbrechen und die Dampfmaſchine ſich fortbewegt, ohne nachtheiligere Folgen zu veranlaſſen.

Außerdem wendet man auch noch ſogenannte Sicherheitsbüchſen an, nämlich hohle Gußſtücke, welche man zwiſchen das Zapfenlager und die Druckſchrauben legt, welche die Walzen in dem Gerüſt erhalten. Sobald nun die Anſtrengung der Walzen zu bedeutend wird, ſo zerbrechen dieſe Büchſen,

Um aber die Belaſtung der Maſchine gleichförmiger zu machen, läßt man gewöhnlich den Hammer durch eine und die Walzwerke durch eine andere, von jener unabhängige Maſchine bewegen. Werden beiderlei Vorrichtung nur durch eine Maſchine in Betrieb geſetzt, ſo gehen die Walzen weit langſamer, ſobald mit dem Hammer gezängt wird, als wenn dieſer ſtill ſteht und doch iſt es durchaus nicht gleichgültig, ob die Walzen eine conſtante Geſchwindigkeit haben oder nicht. Sind auch Blechwalzwerke vorhanden, ſo iſt es noch zweckmäßiger, dieſelben durch eine dritte beſondere Maſchine in Betrieb zu ſetzen.

Wir wollen nun, ohne die Bewegungsmaſchine weiter zu berückſichtigen, die verſchiedenen Vorrichtungen einer Engliſchen Stabeiſenfabrik näher betrachten.

Gewöhnlich hat die Welle der Bewegungsmaſchine an jeder Seite ein großes Zahnrad, welche die Bewegung den verſchiedenen Mechanismen durch Getriebe mittheilen. Die in einer Hütte angewendeten Walzwerke liegen nie auf einer einzigen Welle, weil ſie nicht alle zu gleicher Zeit im Betrieb ſeyn können und weil ſie nach ihrem Durchmeſſer verſchiedene Geſchwindigkeiten haben müſſen. Um Zeit zu erſparen und die Arbeit zu erleichtern, legt man auf die eine Seite der Bewegungsmaſchine den Hammer, die Scheren und die Zänge- oder Präparirwalzen, während auf der andern Seite die verſchiedenen Reckwalzwerke liegen. Aus demſelben Grund müſſen die Puddelöfen auf der Seite des Hammers angebracht ſeyn, während die Schweißöfen in der Nähe der Reckwalzwerke liegen müſſen.

Man hat gewöhnlich zwei Hämmer in einer Hütte, die zuweilen eine verſchiedene Anwendung haben, indem der eine zum Zängen der Luppen, der andere zur Vollendung der Stäbe angewendet wird.

Die Figg. 18 und 19, Taf. 34 ſtellen einen Zängehammer dar; er beſteht ganz aus Gußeiſen. Er iſt etwa 10 Fuß lang und beſteht gewöhnlich aus zwei Theilen, aus dem Helm und aus dem Kopf oder der Bahn; letztere wird mittelſt eiſerner Keile in jenem befeſtigt. Die Bahn beſteht aus mehreren Ebenen, die eine verſchiedene gegenſeitige Lage haben, wie man aus Fig. 21 erſieht; man will damit den Zweck erreichen, der Luppe verſchiedene Formen zu geben. — Der Helm hat am hintern Ende zwei rechtwinklich auf ſeiner Länge ſtehende Stücken, die in Zapfen endigen, welche ſich in meſſingenen Pfannen bewegen, die ihrerſeits in gußeiſernen Zapfenlagern liegen. Letztere ſind unten auf das ſehr feſte Schwellwerk geſchraubt.

Ein gußeiſerner Ring mit Hebedaumen oder Fröſchen (**camering-bag**), welche letztere man nach Belieben wechſeln kann, indem ſie mittelſt Keilen in dem Ringe befeſtigt ſind, bewegt den Hammer. Ein ſolcher Ring iſt ſehr ſchwer und wiegt oft 80 Ctr. Das Gewicht des Helms beträgt etwa 75 Ctr., das der Bahn etwa 8 Ctr. — An das vordere Ende des Hammerhelms, an der Stelle, wo die Hebedaumen denſelben angreifen, iſt eine ſchmiedeeiſerne Platte mittelſt zweier Bolzen feſtgeſchraubt. Ohne dieſen Schutz würde jene Stelle des Helms bald abgenutzt ſeyn. Man kann ſie auch in einem eiſernen Schuh abgießen; daſſelbe muß an der Stelle geſchehen, gegen welche der Knecht tritt, ferner mit der Stelle der Chabotte, auf welche der Knecht tritt und endlich müſſen auch die Hebedaumen, da wo ſie gegen den Helm treten, in einem Schuh gegoſſen werden, wodurch jene Stellen hart werden. — Soll nun der Hammer in Stillſtand geſetzt werden, ſo wird der Knecht, ein langes Stück Eiſen mit einem Griff, ſo zwiſchen den Hammerhelm und die Chabotte geſtellt, daß jenen die Hebedaumen nicht erreichen können, ſo daß ſich die Welle mit dem Kranz oder Ring fortbewegen kann.

Zuweilen werden zwei Hämmer faſt einander gegenüber geſtellt, ſo daß ſie wechſelsweiſe durch eine Dampfmaſchine gehoben werden. Zwiſchen beiden Hämmern iſt eine Welle mit einem breiten Ring von verſchiedenem Durchmeſſer angebracht und mit zwei einander entgegengeſetzten Reihen von Hebedaumen verſehen. Da ſich nun die Welle ſo gut in der einen, wie in der andern Richtung drehen kann, ſo wird, je nachdem es erforderlich iſt, der eine oder der andere Hammer in Bewegung geſetzt. Hin und wieder findet man auch die Einrichtung, daß ein 6 Fuß im Durchmeſſer haltender und mit acht Hebedaumen verſehener Wellkranz zu gleicher Zeit zwei Häm-

mern bewegt, den einen an der Stirn und den andern durch den Schwanz. — Ein Zängehammer macht 75—80 Schläge in der Minute und es iſt zu ſeiner Bewegung etwa eine Kraft von 10 oder 12 Pferden erforderlich.

Der Ambos beſteht ebenfalls aus zwei Theilen; der eine, die **Ambosbahn**, iſt das Gegenſtück von der Hammerbahn und wiegt wie dieſe etwa 8 Centr. — Der zweite, der **Amboſtock**, oder die Chabotte, wiegt 80 Centner. Seine Form iſt parallelepipediſch, mit abgerundeten Kanten. Da das Gewicht aller dieſer Stücke ſehr groß iſt und die Stöße beträchtlich ſind, ſo muß große Sorgfalt auf die feſte Sellung des Hammers und des Amboſes verwendet werden. Man bringt daher in dem Grund ein ſehr feſtes Mauerwerk an (ſ. Fig. 18) und auf demſelben ein Schwellwerk oder einen Roſt von doppeltem und ſelbſt vierfachen Holz, welches in neben einander liegenden Balken beſteht. Die eine Lage von dieſem Holz liegt der Länge und die andere der Quere nach, die dritte wieder parallel der erſten u. ſ. f. Die Balken ſind 10—12 Zoll im Quadrat ſtark. Auf dieſem Schwellwerk werden die Zapfenlager, welche die Zapfen des Helms tragen, befeſtigt. Dieſe Hölzer federn und heben einen Theil des Stoßes auf. Sie leiden ſehr viel und ſind hin und wieder ſchon nach einem halben Jahr in Faſern verwandelt. Um dies zu verhindern, legt man zwiſchen die Chabotte und das Schwellwerk eine 6 Fuß im Quadrat große gußeiſerne Platte.

Der zum Vollenden der Stäbe angewendete Hammer iſt weit leichter und ſeine Bahn iſt ganz eben. Zur Bewegung dieſes Streckhammers iſt faſt eben ſo viel Kraft erforderlich, als zu der des Zängehammers, weil er ſchneller gehen muß, weshalb der Wellring 5 ſtatt 4 Hebedaumen hat.

In den letztern Jahren hat man zum Zuſammendrücken der Luppen zu den ſogenannten **Blooms** auch eine Preſſe angewendet, welche bis zu einem gewiſſen Grade die Preſſe erſetzen kann. Die Figg. 12 und 13, Taf. 35 ſtellen einen ſolchen Apparat dar. Ein gußeiſerner Hebel **ABC** wird um den Punkt **C** mittelſt einer Kurbelſtange, die ſich am Ende **A** um einen Bolzen drehen kann, in Bewegung geſetzt, ſo daß er auf und nieder geht. Die zuſammenzudrückende Luppe wird auf die gußeiſerne Platte **FG** gelegt und von **F** nach dem Punkt **G** zu geſchoben und dann auf verſchiedene Seiten umgedreht. Die Platte **FG** iſt hohl und in ihrem Innern circulirt fortwährend ein Strahl kaltes Waſſer. Sie ruht auf einem gußeiſernen Geſtell, welches ſeinerſeits auf einem Schwellwerk befeſtigt iſt. — Das in der Preſſe gezängte Eiſen ſcheint nicht ſo gut zu ſeyn, als das unter dem Hammer bearbeitete, jedoch iſt der Unterſchied bei einem ſorgfältigen Puddeln nicht groß. Die Preſſe gewährt den Vortheil, daß ſie einer weit geringern Kraft als der Hammer und minder geübter Arbeiter bedarf. Auch ſind nicht ſo häu-

ſige Reparaturen erforderlich, als bei den Hammerwerken, die ſehr häufig brechen.

In England iſt die Anwendung der Hammerpreſſen ſehr allgemein geworden und es gibt faſt keine Hütte mehr, wo man die Luppe ſogleich zwiſchen Walzen zängt. Den Stirnhammer beſchränkt man auf das Zängen der großen Luppen, aus denen das ſtarke Keſſelblech gewalzt wird. Durch etwa 20 Stöße der Preſſe wird die Luppe zu einem 2½ bis 3 Zoll im Quadrat ſtarken Stück zuſammengedrückt, welches, nachdem ſeine Enden geſtaucht worden ſind, ſogleich zu den Präparirwalzen gelangt. — Die Kurbel, welche die Preſſe bewegt, kann an das Ende der Walzen, oder an der Schwungradwelle angebracht werden.

Die Zänge-, Präparir- oder Vorbereitungswalzwerke (**Roughing rolls, Puddler rolls**, Engl.; **Cylindres ébaucheurs, C. dégrossisseurs**, Franz.) enthalten ſolche Walzen, zwiſchen denen man die Luppen, nachdem ſie unter dem Hammer oder in der Preſſe gezängt worden ſind, durchgehen läßt; denn das Zängen unmittelbar zwiſchen den Walzen vorzunehmen, wie es früher in Wales häufig geſchah, wird jetzt kaum noch angewendet, indem dadurch der Proceß freilich abgekürzt, aber auch weit ſchlechteres Eiſen dargeſtellt wird.

Zängewalzen ſind in den Figg. 1, 14 und 15, Taf. 35 dargeſtellt. Die erſten Cannelüren oder Kaliber, durch welche die Luppe geht, ſind ſpitzbogig oder elliptiſch. Die kleine Axe jedes Ovals, die eine ſenkrechte Richtung hat, iſt gleich der großen oder horizontalen Axe des folgenden Kalibers, ſo daß, wenn man den Eiſenſtab aus der größern in die kleinere Cannelüre bringt, man ihn um ein Viertel ſeiner Peripherie dreht, ſo daß ſich das Eiſen in allen Richtungen ausdehnt. Die darauf folgenden Einſchnitte ſind, wie man in Fig. 1 ſieht, bei vielen Walzwerken viereckig. Das Geſetz der Abnahme der Kaliber iſt nicht überall gleich, ſondern meiſtentheils willkührlich. Die erſten Cannelüren nehmen ſchneller als die letztern ab, welches auch ſo ſeyn muß, weil die Luppen anfänglich ſehr viel Schlacken enthalten, eine loſe Textur haben und daher dem Druck wenig Widerſtand leiſten. Mehrere dieſer Kaliber ſind der Länge nach rauh wie Feilen, jedoch mit ſehr grobem Hieb, ſo daß ſie die Luppen ergreifen und dieſe nicht gleiten können. Die erſten viereckigen Kaliber haben dieſelbe Einrichtung, die überhaupt allen den erſten Cannelüren der verſchiedenen Syſteme von Walzen gemein iſt.

In der Höhe der tiefſten Punkte der Kaliber iſt eine gußeiſerne Platte, Fig. 8, Taf. 35 angebracht, welche mit den Kalibern der Walzen im Verhältniß ſtehende Ausſchnitte hat. Dieſes Stück, welches die Einlaßplatte genannt wird, liegt auf eiſernen Stützen. Sie dient dazu, die Luppe und die auszuwalzenden Eiſenſtäbe darauf zu legen und um die Stückchen ſchlecht geſchweißten Eiſens aufzuneh-

men, welches während des Ausreckens heraus fällt. — Auf der entgegengeſetzten Seite von der Einlaßplatte bringt man vor jedem Kaliber ſogenannte Abſtreichmeiſel an. Es ſind dies nämlich Stücken Eiſen, die auf der einen Seite auf einem Eiſenſtabe liegen, der zwiſchen den Ständern des Walzwerks befeſtigt worden iſt und an dem andern Ende auf den Walzen ſelbſt. Dieſes Ende iſt daher zugeſchärft und wird von einem eben ſo zugeſchärften Stabe zurückgehalten, der ſich auf der einen Seite auf die Walze legt und auf der andern gegen die gußeiſerne Platte tritt, auf welcher die Ständer befeſtigt worden ſind. Dieſe Einrichtungen findet man bei allen Walzwerken. — Die eine von den Walzen, gewöhnlich die untere, erhält die Bewegung unmittelbar von den Motoren mittelſt einer Welle; der obern Walze wird ſie durch Getriebe mitgetheilt, wie man in den Figg. 1 und 4 ſieht. Beide Walzen bewegen ſich in entgegengeſetzten Richtungen. Die Gerüſte (hausing frames), in denen die Walzen liegen, ſind ſehr ſtark; die Endanſicht, Fig. 2, Taf. 35 zeigt die Form der Ständer eines Gerüſtes, welche oben durch zwei Eiſenſtäbe verbunden ſind, auf welche die Arbeiter die Zangen legen, um die Luppen oder die Stäbe von der einen Seite des Walzwerks auf die andere zu reichen.

Jedes Zapfenlager beſteht aus zwei Stücken, aus der aus Meſſing gegoſſenen Pfanne, in der ſich der Walzenzapfen bewegt, die in dem gußeiſernen Lager eingelaſſen iſt. Das unterſte Zapfenlager wird in treppenartige Einſchnitte in die Ständer geſchoben, wie man aus Fig. 2 erſieht. Die obere Walze ruht ebenfalls in gußeiſernen, mit meſſingenen Pfannen verſehenen Zapfenlagern und wird von einem Stück Gußeiſen, welches über dem Zapfen auch ein meſſingenes Futter hat, bedeckt. Auf dieſes Stück, oder vielmehr auf eine Sicherheitsbüchſe, drücken die Druckſchrauben mit flachen Gängen, welche die willkührliche Entfernung der Walzen von einander beſchränken.

In Staffordſhire ſind die Zängewalzen 5 — 5½ Fuß im Walzenkörper lang und 18 Zoll ſtark; mit den Zapfen ſind ſie 7 Fuß lang. Sie wiegen 80 — 85 Ctr. Gewöhnlich machen ſie 25 Umgänge in der Minute oder haben in derſelben Zeit eine Peripheriegeſchwindigkeit von 93 Fuß. Sie liegen in dieſem Fall auf gleicher Axe mit dem Blechwalzwerk. Zuweilen gibt man ihnen auch eine größere Geſchwindigkeit, indem man ihren Durchmeſſer vermindert. In manchen Hütten von Staffordſhire ſchmiedet man auch die Luppe ſo weit unter dem Hammer aus, daß ſie ſogleich in die viereckigen Kaliber geſteckt werden kann. Die Walzen haben alsdann 14 Zoll im Durchmeſſer und machen 60—75 Umgänge in der Minute, welches einer Peripheriegeſchwindigkeit von 220—275 Fuß in derſelben Zeit entſpricht. Die Geſchwindigkeit der Walzen hängt aber von der Beſchaffenheit des auszureckenden Eiſens ab. Man bezeichnet

alsdann die Walzen vorzugsweiſe mit dem Namen Präparirwalzen. — In Wales werden eigentliche Zängewalzen nur im Verein mit einer Hammerpreſſe, welche zur erſten Bearbeitung der Luppe dient, angewendet.

Es muß bemerkt werden, daß bei dieſen Walzen, ſo wie bei alle denen mit viereckigen Kalibern und mit geneigten Diagonalen, dieſe Oeffnungen durch eine hervortretende Ribbe an der einen Walze, gewöhnlich der obern, ſo wie durch einen Einſchnitt in der untern Walze gebildet worden iſt. Schnitte man daher Kaliber in Walzen, die beim Guß gleichen Durchmeſſer erhalten haben, ſo würde die mit der vortretenden Ribbe einen weit größern Durchmeſſer erlangt haben, als die mit dem jener correſpondirenden Einſchnitt. Die Walzen würden daher beim Umgange verſchiedene Geſchwindigkeiten erlangen und die Stäbe würden auf einen langen Raum zugleich drücken. Es folgt daraus, daß die Walzen ſehr oft durch die große Kraft zerbrochen werden würden, die beim Ausrecken der Stäbe entwickelt werden müßte und es würden dieſe nur ſchwierig aus den Kalibern gehen. Es beſteht daher eine Garnitur oder ein Paar Walzen aus einer ſtärkern **A** und aus einer ſchwächern **B**, wie Fig. 24, Taf. 34 zeigt. Man läßt die Stäbe durch die Cannelüren 1, 3, 5, 7 gehen und nicht durch die 2, 4, 6. Man gelangt dadurch nicht dahin, den Kalibern eine ſolche Einrichtung zu geben, daß die obern und untern Durchmeſſer eines jeden gleich ſeyen, indem, ſollte dies der Fall ſeyn, alle Kaliber einer Garnitur gleiche Tiefe haben müßten, welches nicht der Fall iſt; allein man weiß, daß dieſe Dimenſion wenig verſchieden iſt. Sollte jede Oeffnung aus einer vorſpringenden und aus einer einſpringenden Cannelüre von gleichem Durchmeſſer beſtehen, ſo müßte die eine Walze, die mit den vorſpringenden Cannelüren, mit Kronen von verſchiedenem Durchmeſſer gegoſſen werden. Die geringe Verſchiedenheit in der Tiefe der Cannelüren einer Walzengarnitur macht dieſe Vorſicht unnütz.

Man nimmt oft die folgenden Dimenſionen an:

Obere Walze 15 Zoll Durchmeſſer
Untere „ 18 „ „

Der Unterſchied beträgt 3 Zoll; allein da die Vertiefung der untern Cannelüre 20—26 Linien tief iſt, ſo folgt daraus, daß die obere Walze den ſtärkſten Durchmeſſer hat. — Die untern und obern Walzen mit runden und quadratiſchen Kalibern haben gleiche Durchmeſſer; nur hin und wieder iſt die obere um einige Linien ſtärker, als die untere.

Der Durchſchnitt der Cannelüren iſt nie ganz genau rechteckig, ſondern ſie ſind ſtets etwas erweitert, wie die Fig. 24, Taf. 34 zeigt. Dieſe Einrichtung hat auch den Zweck, eine zu große Reibung der Stäbe an den Seiten zu verhindern, wodurch die Cannelüre zerbrechen und der Leichtigkeit des Herausgehens des Stabs ge-

ſchabet werden könnte. Uebten die Stäbe eine Reibung auf die Seiten aus, ſo könnten ſie um die Walze herumgeführt werden und einen Bruch des ganzen Apparats veranlaſſen. Dieſe Erweiterung hat dieſelbe Wirkung, wie die zwiſchen den Schneiden eines Schneidwerks befindlichen Abſtreifeiſen, welche die zerſchnittenen Stäbe leiten und das Umwickeln derſelben um die Walzen verhindern. Wir können die Erweiterung der Cannelüren nach oben zu nicht mit Zahlen ausdrücken, ſie iſt immer ſehr gering und dem Auge kaum bemerkbar; ſie iſt bedeutender bei den Kalibern für feineres, als für die für gröberes Eiſen.

In Wales haben die Zängewalzen gewöhnlich die in den Figg. 14 und 15, Taf. 35 angegebene Form. Die Cannelüren ſind oval und in mehreren Hütten verfährt man bei Verzeichnung derſelben auf folgende Weiſe. Man zieht eine Linie **ab**, Fig. 25, Taf. 34, trägt von beiden Seiten von **c** die Weiten **ca** = **cb** auf, welche gleich dem halben Durchmeſſer der Cannelüren ſind; man beſchreibt aus den Punkten **a** und **b**, als Mittelpunkte, zwei Kreisbogen, errichtet die Senkrechte **cd** = **ca** = **cb**; man beſchreibt ferner aus dem Punkte **d**, als Mittelpunkt, mit dem Radius **ab** einen neuen Kreisbogen und endlich beſchreibt man aus dem Punkte **e**, als Mittelpunkt, die Bogen **ad** und **bd** : **db** iſt daher das Profil einer Cannelüre. Man gießt die Walzen in Maſſe mit den Kalibern und vollendet ſie auf der Drehbank. Man rundet den Winkel **d** etwas ab und erweitert **a** und **b**, ſo daß das Profil der fertigen Cannelüre in Fig. 26 dargeſtellt erſcheint.

Die erſte Cannelüre der Zängewalzen hat gewöhnlich ſtatt unregelmäßiger Erhöhungen 4 oder 5 Vertiefungen, deren Durchſchnitt in ſenkrechter Richtung auf der Axe der Walze ein rechtwinkliches Dreieck mit einem ſehr ſcharfen Winkel iſt.

In Wales verfährt man beim Verzeichnen der ovalen Cannelüren der Zänge- oder Präparirwalzen folgendermaaſen: Man beſchreibe mit dem Radius **CA**, Fig. 27, einen Bogen, welcher der Tiefe der Cannelüre gleich iſt, man ziehe den Durchmeſſer **BD** ſenkrecht auf **CA**, welcher alsdann die Baſis der Cannelüre darſtellt. Man ziehe auch ferner die Durchmeſſer **EF** und **GH**, welche die rechten Winkel **ACB** und **ACD** in zwei gleiche Theile theilen. Aus dem Punkt **E** beſchreibe man mit dem Halbmeſſer **AE** den Bogen **AI** und eben ſo den Bogen **AL**; man theile **CA** in ſechs gleiche Theile und trage auf die Linie **BD** die Längen **ID** = **LB** = $\frac{1}{6}$ Halbmeſſer. **BD** wird die Breite der Cannelüre ſeyn. — Auf die Bogen **ANI** und **AML** trage man **IN** = **LM** = **AQ** = $\frac{1}{6}$ Halbmeſſer. Darauf beſchreibe man aus den Punkten **D**, **N**, **B** und **M**, als Mittelpunkten, und mit dem Halbmeſſer **PQ** die Bogen **xy** und **zu**. Aus den Durchſchnitten als Mittelpunkte und mit den Halbmeſſern **ON** = **PQ** beſchreibe man die Bogen **ND**

und **MB.** Die Figur **BMAND** ſtellt den Durchſchnitt der Cannelüre dar.

Die zum Ausdrehen der ſämmtlichen Kaliber dieſer Art angewendeten Werkzeuge haben genau die Form derſelben. — Folgendes ſind die Durchmeſſer der Cannelüren zweier Paare von Zängewalzen, wie ſie in mehreren Waleſer Hütten gebräuchlich ſind:

| | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Durchmeſſer der | 1. | Cannelüre | 7 | Zoll | 7½ | Lin. | 8 | Zoll | 4 | Lin. |
| „ | „ 2. | „ | 6 | „ | 4 | „ | 7 | „ | 2 | „ |
| „ | „ 3. | „ | 5 | „ | 4½ | „ | 5 | „ | 6 | „ |
| „ | „ 4. | „ | 4 | „ | — | „ | 4 | „ | 5 | „ |
| „ | „ 5. | „ | 3 | „ | 2½ | „ | 4 | „ | 2 | „ |
| „ | „ 6. | „ | 2 | „ | 6½ | „ | 3 | „ | 4 | „ |
| „ | „ 7. | „ | 2 | „ | 3½ | „ | 3 | „ | — | „ |
| „ | „ 8. | „ | 2 | „ | 1 | „ | 2 | „ | 4 | „ |
| „ | „ 9. | „ | 1 | „ | 6 | „ | — | „ | — | „ *). |

Die horizontalen Durchmeſſer ſind ſtets etwas größer, als die ſenkrechten; rundet man die obern und untern Ecken beim Gießen ab, ſo verkleinert man ſtets den ſenkrechten Durchmeſſer etwas. So betrugen bei dem zweiten Walzenpaare die ſenkrechten Durchmeſſer 7 Zoll 4 Lin., 6 Zoll 2 Lin., 5 Zoll u. ſ. w. — Man ſieht, daß die Abnahme der Cannelüren ſehr ſtark iſt; ſie könnte noch bedeutender ſeyn, wenn man nur den Widerſtand der Luppen gegen den Druck zu berückſichtigen hätte; allein da dieſelben auch nur eine geringe Feſtigkeit haben, ſo würden ſie in Stücken zergehen, wenn die Dimenſionen der auf einander folgenden Kaliber ſehr verſchieden wären.

Die **Stabeiſen-, Reck- oder Vollendungswalzen** (**Cylindres étireurs, C. finisseurs,** Franz.; **Finishing or merchant rollers,** Engl.) ſind diejenigen, zwiſchen denen man das durch die Zänge- und Präparirwalzen gegangene, dann zu Paketen zuſammengelegte und ausgeſchweißte Eiſen auswalzt, um es als Handelsartikel darzuſtellen. Ein Stabeiſenwalzwerk beſteht immer aus zwei Paar Walzen, von denen das erſte Paar zur Vorbereitung, das andere zur Vollendung dient. Die ihnen ertheilten Dimenſionen und Geſchwindigkeiten ſind ſehr verſchieden und hängen von den Maſſen des zu fabricirenden Eiſens ab. Die Walzen für 8 — 36 Linien ſtarkes Quadrat-, 9 — 36 Lin. ſtarkes Rund- und 18 — 72 Lin. breites und 3 und mehr Lin. ſtarkes Flacheiſen haben gewöhnlich 14 Zoll im Durchmeſſer und 4 Fuß Körperlänge; ſie machen 75 — 80 Umgänge in der Minute, welches einer Geſchwindigkeit von etwa 280 Fuß entſpricht. Die Vorbereitungswalzen haben theils ovale, theils rechteckige Kaliber, wie Fig. 4, Taf. 35 zeigt;

*) 1 Engl. Zoll hat 8 Linien.

erſtere ſind rauh gemacht, wie die Zängewalzen. Die Eiſenſtäbe werden aber zwiſchen dieſen Walzen nicht vollendet, ſondern man bringt ſie unmittelbar nach den Vollendungs- oder eigentlichen Stabeiſenwalzen, deren Kaliber ihnen die verlangten Dimenſionen geben. Dieſe Kaliber ſind rund, dreieckig oder rechteckig, je nachdem man Rund-, Quadrat- oder Flacheiſen walzen will. Die zur Darſtellung des Quadrateiſens angewendeten Kaliber ſind etwas ſtumpfe gleichſchenklichte Dreiecke, ſo daß der zwiſchen beiden Cannelüren bleibende Raum ein von dem Quadrat etwas verſchiedenes geſchobenes Viereck bildet, deſſen kleine Diagonale ſenkrecht iſt. Wenn der auszureckende Stab nach einander durch mehrere Cannelüren dieſer Art gehen muß, ſo folgen dieſe ſo auf einander, daß die große oder die horizontale Diagonale der nächſt kleinern gleich der kleinern oder ſenkrechten der vorhergehenden iſt. Der Stab muß daher, ehe er in die folgende Cannelüre geſteckt wird, um ein Viertel ſeiner Peripherie gedreht werden, wodurch man den Vortheil erreicht, daß er in den diametral entgegengeſetzten Richtungen gegerbt wird. Die rechteckigen Cannelüren, deren man ſich auch zum Walzen von Quadrateiſen bedient, ſind etwas weniger tief, als die Hälfte ihrer Breite beträgt, ſo daß der von zwei einander gegenüber liegenden Cannelüren umſchloſſene Raum ein von einem Quadrat wenig abweichendes Rechteck iſt, deſſen größere Dimenſion horizontal liegt. Man läßt das Eiſen nach einander durch drei- und durch rechteckige Cannelüren gehen, damit es nach allen Richtungen gegerbt wird.

Man ſieht, daß die Walzen im Allgemeinen ſo konſtruirt ſind, daß der Eiſenſtab nicht an den Seiten reibt und daß er leicht herausgehen kann. Bei dreieckigen Cannelüren iſt die horizontale Diagonale, welche, wie wir bemerkten, der ſenkrechten Diagonale der vorhergehenden Cannelüre gleich iſt, die Diagonale des Rhombus in dem Fall, daß die Seiten in geraden Linien verlängert ſeyn würden. In der Wirklichkeit iſt ſie aber weit größer, weil die Cannelüren am Ende dieſer Diagonale ſtets etwas frei gemacht ſind.

Die Kaliber dürfen in keinem zu raſchen Verhältniß abnehmen, weil ſonſt das Eiſen ſchlecht ausgereckt werden und die Walzen einen zu bedeutenden Widerſtand erleiden würden; in manchen Hütten iſt das Abnahmeverhältniß wie 15 : 11. Gewöhnlich iſt es aber weit einfacher, indem es bei Rund- und Quadrateiſen von 9 — 24 Linien immer nur 1 Linie beträgt, d. h. der ganze Höhenunterſchied zwiſchen zwei auf einander folgenden Cannelüren beträgt 1 Linie. Bei Eiſen unter 9 Linien Stärke beträgt er aber nur ½ Linie.

Bei den Flacheiſenwalzen beträgt die Abnahme 1 und 3 Lin., nach den Eiſenſorten; ſie iſt bedeutender bei ſtarken Stäben. Man erhöht zuweilen das Abnahmeverhältniß der erſten Cannelüre dadurch, indem man 1 oder 2 Linien von der erſten vorſpringenden Cannelüre der obern Walze wegnimmt. Die Ecken am Boden die-

ſer Cannelüre ſind nicht ſcharf, ſondern etwas abgerundet und deßhalb füllt der daraus hervorkommende Stab die folgenden Cannelüren beſſer. — In der Breitenrichtung iſt die Abnahme der Kaliber beim Flacheiſen ſehr gering und beträgt kaum $\frac{1}{4}$ oder $\frac{1}{2}$ Lin.

Endlich bemerken wir, daß das Eiſen, um vollendet zu werden, mehrmals durch daſſelbe Kaliber gehen muß, wenigſtens zwei oder drei, zuweilen ſogar fünf Mal. Man bringt zuweilen eine ovale Cannelüre in den Walzen an, allein dieſe bringt bei ſtärkerm Eiſen große Nachtheile. Der Stab wird in dieſer Cannelüre zu ſehr zerquetſcht und es entſteht zu beiden Seiten der Stäbe Grath und da derſelbe zu dünn iſt, um warm zu bleiben, ſo biegt er ſich bei dem Durchwalzen durch die folgende Cannelüre, wobei der Stab gedreht wird, um, ſchweißt aber nicht feſt und macht das Eiſen unganz und unanſehnlich. Man wendet daher die ovalen Cannelüren nur bei ſchwachem und beſonders bei Bandeiſen an.

Die Walzen zur Anfertigung des feinern Quadrat-, Rund- und Flacheiſens unter 8 Linien haben gewöhnlich 8 Zoll im Durchmeſſer und ſind 2—3 Fuß im Körper lang; ſie machen 150, 200 bis 250 Umdrehungen in der Minute. Da dieſe Walzen ſo klein ſind, ſo legt man gewöhnlich in einem Gerüſt drei über einander, wie in Fig. 5 und 6, Taf. 35. Man erlangt dadurch auch den Vortheil einer weit raſchern Arbeit, denn die durch die erſte und zweite Walze gegangenen Stäbe werden zwiſchen der zweiten und dritten wieder zurückgeführt. Man wendet bei den quadratiſchen und rechteckigen Cannelüren dieſelben Vorſichtsmaasregeln an, wie ſie weiter oben angeführt wurden, nur iſt die Erweiterung merklicher, als bei den ſtarken Stücken. Zuweilen bringt man vor den Cannelüren zur Fabrikation von Rundeiſen eine Art von Zieheiſen an, welche zum Richten des Stabs dient, welcher, wenn er die Cannelüre verläßt, in ein anderes Zieheiſen tritt. Die Zieheiſen oder vielmehr die Führer, welche man vor den Walzen anbringt, ſind auf Tafel 36 dargeſtellt, wo die Figuren 1 — 14 auch ein Walzwerk zu feinern Bandeiſenſorten, nebſt allen Einzelnheiten darſtellen.

Die beiden Ständer dieſes Walzgerüſts werden durch eiſerne Stäbe, die den Walzen parallel laufen, zuſammengehalten und haben bewegliche Kappen oder Sättel, wodurch das Auswechſeln der Walzen ſehr erleichtert wird. Die Zapfen der Walzen bewegen ſich in meſſingenen Büchſen, welche in Zapfenlagern befeſtigt ſind, die ſich mitteiſt der Druckſchrauben **aaaa**, Fig. 1, 2 und 3, Taf. 36 verſchieben laſſen, damit die Cannelüren der drei Walzen ſtets genau über einander geſtellt werden können; denn obgleich das hier abgebildete Walzwerk glatte Walzen zu ſchmalem Blech und zu Bandeiſen hat, ſo können doch eben ſo gut Kaliberwalzen in das Gerüſt gelegt werden. Die in den Kappen vorhandenen Oeffnun-

gen bb (Fig. 2 und 4) geſtatten die Einführung eines eiſernen Keils, um die Cylinderaxen ſämmtlich in ſenkrechter Linie über einander zu bringen. Eine Sicherheitsbüchſe s (Fig. 3) nimmt die Wirkung der Druckſchraube auf und zerbricht unter einem gewiſſen Druck gegen die Walzen.

Die drei Walzen, welche die Garnitur bilden, ſind auch verſchieden kalibrirt; die untere Walze dient zur Vorbereitung und hat nur ovale Kaliber; die mittlere Walze iſt der ganzen Länge nach kalibrirt und zwar hat ſie der untern entſprechende gothiſche und den Kalibern der obern Walze entſprechende halbkreisförmige, in welchen letztern die Stäbe vollendet werden. Die untere Walze iſt daher ein Vorbereiter, die obere ein Vollender und die mittlere iſt beides zugleich. — Um das Drehen der Stäbe beim Einführen in die Kaliber zu verhindern, bedient man ſich einer Führungsbüchſe. Die in den Figg. 12, 13 und 14, Taf. 36 dargeſtellte nimmt den als Material des Reckwalzwerks dienenden Kolben oder die Plettine auf und iſt mit zwei Führern verſehen, die mittelſt kleiner Bolzen mit verſenktem Kopf und mit Schraube, welche durch die Löcher t t und t' t' gehen, befeſtigt ſind. Die am Ende der Büchſe angebrachten Druckſchrauben r, r' dienen zur Regulirung der nothwendigen Oeffnung zum Durchgange des Stabs nach ſeinen jedesmaligen Dimenſionen. Die Führer beſtehen aus eingeſetztem Eiſen und können für alle Eiſenſorten dienen.

Die in den Figg. 9, 10 und 11 dargeſtellte Büchſe nimmt die Führer auf, durch welche der aus den ovalen Kalibern hervorkommende Stab geht. Dieſe Führer ſind auf dieſelbe Weiſe beſchrieben, wie die obigen, allein ſie haben eine andere Geſtalt als dieſe. Sie haben in ihrer Längenrichtung eine Cannelüre von kreisförmiger Geſtalt, die man nach vorn zu etwas erweitert und deren Dimenſion gleich der iſt, welche den Stab ausrecken ſoll. Ein Paar dieſer Führer kann daher nur für eine einzige Sorte von Eiſenſtäben dienen. Sie beſtehen aus ſehr ſtark gehärtetem Stahl. Die glatten Walzen in den Figg. 1 u. ſ. f. ſind in Schalen oder Kapſeln gegoſſen.

Die Büchſen ſind auf Querſtangen mit Falzen angebracht (Fig. 1 und 2), ſo daß ſie von dem einen Ende der Walzen bis zum andern geſchoben werden können; ſie werden durch Schraubenbolzen feſtgehalten. Die Stangen mit den Falzen ſind an den Ständern mittelſt Schraubenbolzen oder in Rinnen mittelſt hölzerner und eiſerner Keile befeſtigt.

Die Figg. 1, 2, 3 und 4 ſind nach einem Maasſtabe von $\frac{1}{15}$ dargeſtellt. Fig. 5 und 6 ſtellen eins von den Zapfenlagern in $\frac{1}{5}$ der wirklichen Größe dar; alle übrigen Zapfenlager haben dieſelbe Form und nur in der Stärke ſind ſie verſchieden, die für das eine 0,027 Meter und für das andere 0,042 beträgt. In Fig. 6 bis

iſt eine von den Büchſen, ebenfalls in $\frac{1}{8}$ der Größe von verſchiedenen Seiten dargeſtellt. — Die Figg. 7 und 8 zeigen eins der zwiſchen den Zapfenlagern angebrachten und mit einer Büchſe verſehenen Seitenſtücken, welche die horizontale Bewegung der Walzen beſchränken. Maasſtab $\frac{1}{8}$. Die Fig. 9—14 ſind nach demſelben Maasſtabe gezeichnet und nebſt denen Fig. 1—14 bereits erklärt.

Man macht mit den Einführungsbüchſen Rundeiſen von $2\frac{1}{8}$ bis $5\frac{1}{2}$ Linien Stärke. Man kann mittelſt der Vorrichtung ſehr ſchnell arbeiten, iſt im Stande, ſehr lange Stäbe zu walzen und verhindert das Drehen der Stäbe beim Walzen. Bei ſtärkern Stäben bedient man ſich ihrer nicht, weil man alsdann ein zuſammengeſchweißtes Paquet von zwei oder drei Stäben als Material nehmen muß, wogegen die ſchwachen Stäbe aus einem einzigen Stabe (billet im Franz.), der oval und 1 und $1\frac{1}{4}$ Zoll ſtark iſt, ausgereckt werden. Bei Paqueten kann man keine Führer anwenden, weil ſich gewöhnlich die Enden ein wenig öffnen.

Will man Eiſen auswalzen, welches die Form einer rechtwinklich gebogenen Rinne hat und wie man es z. B. an den Kanten der Dampfkeſſel anwendet, ſo haben die Kaliber der Walzen die Form Fig. 9, Taf. 35.

Man kann auf dieſe Weiſe noch mehr zur Benutzung in den Künſten und Gewerben erforderliche Formen auswalzen, wohin hauptſächlich, ihrer ſehr ausgedehnten und jetzt ſo häufigen Anwendung wegen, die Eiſenbahnſchienen gehören. Obgleich dieſer wichtige Fabrikationszweig, ſtreng genommen, nicht Gegenſtand des vorliegenden Werks iſt, ſo wollen wir doch, eben dieſer Wichtigkeit wegen, von unſerem Plan abweichen und eine Beſchreibung der Anfertigung derſelben, entlehnt aus der **Voyage métallurgique, II., 77 etc., 163 etc.** mittheilen.

In der Hütte zu Decazeville im Aveyron-Departement in Frankreich fabricirt man die Schienen für die Paris-St. Germain- und für mehrere andere Eiſenbahnen *). Dieſe Fabrikation weicht von der des gewöhnlichen Walzeiſens nur in der Art und Weiſe der An-

*) Die Hütte zu Dezaceville, eine ſehr großartige, erſt ſeit etwa 10 Jahren beſtehende Anlage, hat 6 (Coaks-) Hohöfen, 3 Feineiſenfeuer, 16 Puddel- und 10 Schweißöfen. Man hat eine gute Beſchreibung derſelben mit ſchönen Abbildungen von Hrn. Pillet-Will unter dem Titel: **Examen analytique de l'usine de Decaceville, Paris 1832.** Auch der **Atlas du Mineur et du Métallurgiste de l'an 1838** enthält auf 6 Tafeln einen allgemeinen Grundriß der Stabeiſenfabrik, mehrere Einzelnheiten von Walzwerken und auf zwei Tafeln die Maſchinen und Oefen zur Schienenfabrikation. Es fehlt uns hier an Platz, das Eine oder das Andere davon zu benutzen, welches vielleicht in dem nächſten Bande des Repertoriums möglich wird. Wegen der Schienenfabrikation verweiſen wir auch auf unſere Bearbeitung des Werks über Eiſenbahnweſen von Armangaud, welche bei dem Verleger dieſes Werks erſcheint.

fertigung der Paquete, die man ausſchweißt, ſo wie in der Form, welche ſie unter den Walzen annehmen müſſen, ab.

Die Schweißöfen haben die gewöhnliche Form; ihr Heerd iſt eben und etwas nach dem Fuchs zu geneigt, damit die Schlacken einen natürlichen Abfluß erlangen, die durch eine Oeffnung am Ende des Heerds aus dem Ofen abfließen. Jeder Schweißofen beſchäftigt einen Meiſter und einen Gehilfen. Der Heerd wird mit einer Schicht Sand bedeckt, auf welche man die auszuſchweißenden Paquete legt. Zu Decazeville werden fünf Schweißöfen zu der Schienenfabrikation benutzt.

Die Fig. 15 Taf. 36 zeigt die Art und Weiſe, wie die Paquete zur Fabrikation der Schienen angefertigt werden. Man legt zuvörderſt zwei Stäbe **A A** von 36 Linien Breite neben einander; ſie bilden die Baſis des Paquets, welches folglich 72 Linien Geſammtbreite hat. Die zweite Lage beſteht aus drei Stäben, der mittelſte 36, die beiden äußern **B B** 18 Linien jeder breit. Der mittlere dieſer drei Stäbe bedeckt die beiden Fugen der erſten Schicht; die beiden andern liegen zur Seite. Darüber legt man drei Schichten **C D C**, von denen jede aus zwei 36 Linien breiten Stäben beſteht, worauf wieder eine Schicht **B B**, wie die zweite aus drei, und zuletzt eine Schicht **A A**, wie die erſte aus zwei Stäben beſtehend, folgt.

Das Eiſen, welches dieſe verſchiedenen Schichten bildet, iſt nicht von gleicher Beſchaffenheit. Die beiden äußern Decken **A** beſtehen aus dem beſten geſchweißten, d. h. aus ſolchem Eiſen, welches zerſchnitten, in Paqueten zuſammengelegt, ausgeſchweißt und zu den obigen Dimenſionen ausgewalzt worden iſt. Dieſe Decken ſind wirklich ſehr wichtig, denn von ihnen hängt großentheils die äußere Beſchaffenheit der Schienen ab. Die äußern Lagen **B B** beſtehen ebenfalls aus gegerbtem, die innern und die Schichten **C** und **D** aus gewöhnlichem Stabeiſen. Jedes Paquet iſt 33 Pariſer Zoll lang und 6 Zoll im Quadrat ſtark. Die Schienen müſſen 4,5 Met. (12 Fuß 10 Zoll) lang werden und 135 Kilogr. (283½ Pfd. Cölln.) wiegen; jedes Paquet wiegt dagegen 160 Kilogr. oder 336 Pfd. Der Abgang entſteht durch Abbrand in den Schweißöfen und durch das Abſchneiden der Enden.

Nachdem die Paquete gebildet worden ſind, werden ſie vor die Schweißöfen gebracht. Iſt deren Heerd gut, ſo legt man drei Paquete auf ein Mal hinein, ſonſt nur zwei. Man macht ſie ſchweißwarm, welches jedes Mal 1½ Stunde dauert, weshalb jeder Ofen in einer 12ſtündigen Schicht 8 Schweißhitzen macht und es werden in dieſer Zeit 86 Schienen angefertigt. — Wenn eine Schweißung vollendet iſt und die Paquete den zweckmäßigen Hitzgrad erreicht haben, ſo wird vor die Arbeitsthüre des Ofens ein kleiner eiſerner Wagen gebracht. Man faßt ein Paquet mit Zangen und

läßt es auf den Wagen fallen, den man vor die Walzen zieht. Dieſe ſind zweierlei Art, Vorbereitungs- und Vollendungswalzen. Zuerſt wird das Paquet vor eine Cannelüre **A** des Vorbereitungswalzwerks gebracht und da es ſtark iſt, ſo hat man oft Mühe, um es hineinzubringen. Die Höhe des Wagens iſt ſo, daß das Paquet genau in der der Cannelüre **A** liegt. Der den Wagen fortſchiebende Arbeiter ſtellt ſich in einiger Entfernung davon, um einen Sprung machen und dem Wagen, ſo wie auch dem Paquet, einen Stoß mittheilen zu können, ſo daß dies mit Heftigkeit vor die Cannelüre gelangt. In dem Augenblick, in welchem das Paquet zwiſchen die Walzen tritt, werfen Arbeiter Sand auf die Oberfläche. Die Walzen ſelbſt ſind ringsum mit Hieben verſehen, damit ſie beſſer faſſen können. Demungeachtet muß man die Paquete oft mehrmals gegen die Cannelüre **A** ſtoßen, damit ſie gepackt und hindurchgezogen werden. Man läßt ſie drei Mal durch dieſe, ein Mal durch die Cannelüre **B** und zwei Mal durch die **C** gehen.

Hierauf wird die Schiene nach dem Vollendungswalzwerke gebracht, welches mit 6 Cannelüren verſehen iſt, von denen jedoch die beiden letzten ganz dieſelben ſind und die eine ſo gut wie die andere benutzt werden kann; durch dieſelben wird den Schienen ihre definitive Form gegeben. Es ſind deshalb zwei gleiche Kaliber vorhanden, daß man eins hat, wenn das andere auch unbrauchbar wird. Die vorbereitete Schiene geht ein Mal durch jede der erſten vier Cannelüren und zwei Mal durch eine von den beiden letztern. Wenn die Schiene aus der letztern Cannelüre hervorkommt, ſo hat ſie die verlangte Form; ſie wird alsdann mittelſt eines kleinen Wagens nach einer gußeiſernen Tafel transportirt, um auf derſelben mittelſt Hammerſchlägen gerade gerichtet zu werden. Nach dieſer letztern Operation iſt die Schiene noch warm genug, daß ihr eines Ende mit einer Säge abgeſchnitten werden kann.

Die Säge, deren man ſich bedient, iſt eine Kreisſäge, die ſich um ihre Wellzapfen dreht, indem die Welle mittelſt einer Kuppelung mit der Schwungradwelle der Dampfmaſchine, welche die Walzwerke bewegt, in Verbindung geſetzt werden kann. Die Schiene liegt auf einem in Falzen beweglichen Wagen, der mittelſt einer Schraube und einer Kurbel hin und her geſchoben werden kann. Auf dem Wagen liegt die Schiene ihrer ganzen Länge nach feſt. Dreht man nun an der Schraube, ſo nähern ſich Wagen und Schiene der Säge, welche das eine Ende von jener ohne Schwierigkeit abſchneidet. So wie aber nun die Säge eingerichtet iſt, kann man nicht auch auf dieſelbe Weiſe das zweite Ende abſchneiden, denn man müßte alsdann die Schiene umdrehen, welches ſo viel Zeit erfordert, daß ſie zu kalt werden würde. Man iſt daher genöthigt, ein anderes Mittel zu ergreifen, um dies zweite Ende abzuſchneiden. Die dabei befolgte Methode iſt dieſe hier: Das abzuſchneidende Ende wird in einem

kleinen beſondern Ofen erhitzt, der nur eine, die Heitzthür hat, welche mit vier Oeffnungen von der Geſtalt des Durchſchnitts von einer Schiene verſehen iſt, durch welche man jene Enden ſteckt, um ſie durch die Flamme des Roſts erhitzen zu laſſen. Man bringt darauf dieſes Ende in einen Schraubſtock, deſſen Backen die Form der Schiene haben. Das andere Ende wird auf ein Support geſtellt, welches die der Schiene zu gebende Länge genau beſtimmt. Man hauet darauf das Ende mit Meißel und Hammer ab. Jedoch iſt dieſes Verfahren ſehr mangel- und unvortheilhaft und veranlaßt viel Ausſchuß. Es iſt daher die Vorrichtung zweier Sägen, welche beide Enden auf ein Mal abſchneiden, weit zweckmäßiger. Die Figg. 16 und 17 Taf. 36 zeigen den Durchſchnitt einer Schiene, ſo wie die Art und Weiſe ihrer Befeſtigung in ihrem Stuhl, unter einem hölzernen Keil.

Die vollendeten Schienen werden nun unterſucht und die ſchadhaften verworfen; ungefähr 10 Prozent ſind Ausſchuß*).

Die hier erwähnten Schienen ſind ſogenannte Parallelſchienen, d. h. die obere und die untere Kante **a b** und **a' b'** Fig. 18 ſind einander parallel; man hat aber auch ſolche Schienen, deren untere Kanten Ausbauchungen, wie **c d e** Fig. 18, zeigen und die Bauchſchienen genannt werden. Man verfährt bei ihrer Fabrikation in England folgendermaaſen: Die ausgeſchweißten Paquete werden zuvörderſt in einem Walzwerk ausgereckt, welches ſie in ungefähr 27 Linien im Quadrat ſtarke und 7½ Fuß lange Stäbe verwandelt und darauf kommen ſie unmittelbar unter das eigentliche Schienenwalzwerk. Dort erlangt das Eiſen zuvörderſt in Cannelüren **A** und **B** die Geſtalt einer Parallelſchiene (Fig. 18 Taf. 36). Dieſe Cannelüren haben ſolche Einrichtung, daß die Schiene während des Auswalzens auf der Seite liegt. Nachdem ſie durch **A** gegangen iſt, wird ſie umgedreht und durch **B** gewalzt, damit die Seitenfläche, welche zuerſt mit der obern Walze in Berührung ſtand, auch mit der der untern in Berührung kommt und umgekehrt. Darauf bringt man die Schiene in eine ſenkrechte, d. h. in eine ſolche Stellung, wie ſie auf der Bahn erhält und läßt ſie nun durch eine dritte Cannelüre **C** gehen. Dieſelbe iſt rechteckig und beſteht aus zwei einſpringenden Cannelüren. Die eine **a b** Fig. 19 iſt mit der Walze, zu welcher ſie gehört, concentriſch; die andere **a' b'** dagegen iſt mit der untern Walze excentriſch. Es folgt daraus, daß, wenn die Walzen im Betriebe ſind, die Entfernung **d d'** zwiſchen den Oberflächen **a b** und **a' b'** ſtets veränderlich und ihre Dimenſionen, ſo wie die Lage der Achſe der untern Walze, ſo beſchaffen ſind, daß je-

*) Oefen, Walzen, Säge zum Abſchneiden der Enden der Schienen, Durchſchnitt zum Ausſchneiden der Sägenzähne ꝛc. finden ſich auf den Tafeln 34 u. 36 des Atlas du Mineur et du Métallurgiste de l'an 1838 abgebildet.

der Umgang einem Theil der untern Kante der Schiene die gekrümmte Form gibt, welche er hervorbringen ſoll. Da nun die Schiene 5 Meter lang iſt und die Entfernung zwiſchen dem Minimum der Höhe 1 Meter beträgt, ſo machen die Walzen beim einmaligen Durchgange der Schienen 5 Umgänge. Der Cannelüre **C** gegenüber auf der Seite, auf welcher die Schiene herauskommt, iſt ein Führer **g** vorhanden, den man mittelſt eines Gegengewichts fortwährend gegen die unterſte Walze treten und drücken läßt. Endlich wird die Schiene in den beiden letzten Cannelüren **D** und **E** ausgezogen, wobei dieſelbe auf der Seite liegt, eben ſo, als wenn ſie durch die beiden Cannelüren **A** und **B** geführt wird. Die Cannelüren **D** und **E** haben die größte Höhe der Schiene zur Breite und eine wulſtförmige Geſtalt.

In einigen Hütten wendet man glatte Walzen an, um den Stäben die Vollendung zu geben; man nennt ſie *Glatt-* oder *Polirwalzen* (**Planishing rolls**). Man gibt ihnen 14 Zoll Durchmeſſer und 3 Fuß Länge im Körper; ſie machen 60 — 80 und zuweilen 100 Umdrehungen. Dieſelben Walzen werden auch zur Fabrikation des Blechs zum Verzinnen angewendet und auch zur Bandeiſenfabrikation (**Hoops etc.**) wendet man ähnliche Walzen an, macht ſie aber dann nur 8 Zoll ſtark und 2 Fuß lang. Dieſe Bandeiſenwalzen machen 150—200 Umgänge in der Minute, jedoch iſt eine ſolche Schnelligkeit nur bei ſchwachem Bandeiſen anwendbar; denn im Allgemeinen dürfen die Polirwalzen nur 70 Umgänge in der Minute machen.

Walzen zur Fabrikation von ſtarkem Blech ſind gewöhnlich 18 Zoll ſtark, 5 Fuß in der Tafel oder im Körper lang und machen 20—25 Umgänge in der Minute, welches einer Geſchwindigkeit von 118 Fuß entſpricht. Dieſe Walzen erhitzen ſich ſehr beim Betriebe, weßhalb man ſie oft auswechſelt; auch bedürfen ſie einer kräftigen Maſchine, die bei einem Paar ungefähr 30 Pferden gleich ſeyn muß.

Um ſehr dünnes Quadrateiſen, wie man es zum Nagelſchmieden nöthig hat, zu fabriciren, bedient man ſich der aus Scheiben oder Schneiden beſtehenden Walzen, die man unter dem Namen eines *Schneidwerks* kennt. Dieſe Schneiden ſind verſtahlt und die von beiden Walzen treten etwa eine Linie in einander, ſo daß ein dazwiſchen gebrachter breiter Stab, oder eine Plettine, ſogleich in mehrere Stäbchen getheilt wird. In Fig. 10 Taf. 35 iſt ein ſolches Schneidwerk dargeſtellt und Fig. 11 zeigt die Welle oder Spindel, auf welcher die größern Schneiden und die kleinern Mittelſcheiben geſchoben, ſo wie die Schraubenbolzen, mittelſt welchen ſie mit einander verbunden werden.

Wir haben ſchon bemerkt, daß die Walzen nach den Sorten und Stärken des zu fabricirenden Eiſens verſchiedene Durchmeſſer

hätten. Dieſe Dimenſionen ſind in einer bedeutenden Engliſchen Hütte folgende: Zum Ausrecken des quadratiſchen und runden Eiſens von 8 Linien im Quadrat Stärke und darunter haben die Walzen 8 Zoll Durchmeſſer und 3 Fuß Körperlänge. Die Cannelüren nehmen die Hälfte der Walzenoberfläche ein. Das Gewicht beider Walzen vor dem Abdrehen beträgt etwa 800—850 Pfd. — Zum Ausrecken von Quadrat-, Rund- und Flacheiſen von 8 — 24 Linien Stärke ſind die Walzen 15 Zoll ſtark und 4½ Fuß lang. Das Gewicht der Walzen beträgt etwa 4000—4400 Pfd. — Eiſen über 24 Linien Stärke erfordert Walzen von 6 Fuß Länge und 18 Zoll Durchmeſſer. Sie wiegen 7000—7800 Pfd.

Die Walzen mit Schneiden ſind 1 Fuß lang und 13 — 14 Zoll ſtark.

Iſt die Stärke des Eiſens geringer als 2 Linien, ſo heißt es Bandeiſen Fer feuillard franz., hoop iron engl.; es kann alsdann nicht weiter in Kalibern ausgereckt werden, ſondern man muß glatte Walzen anwenden.

Die Figg. 14—18 Taf. 35 ſtellen ein vollſtändiges Sortiment von Walzengarnituren in einer erſt neuerlich angelegten Hütte in Wales dar. — Fig. 14 ſind die Zänge- oder Präparirwalzen für die unter dem Preßhammer gezängten Luppen; Fig. 15 die Präparir- oder Vorbereitungswalzen zum Ausrecken der ausgeſchweißten Paquete; Fig. 16 die Vollendungswalzen für die zwiſchen Fig. 15 präparirten Luppen, zwiſchen denen ſie zu Plettinen ausgewalzt werden, die man entweder ohne Weiteres zu verkäuflichem Eiſen ausreckt, oder wenn daſſelbe eine beſſere Qualität erlangen ſoll, mittelſt einer ſtarken Scheere zerſchneidet, in Paqueten zuſammenlegt, dieſelben ausſchweißt, unter den Präparirwalzen Fig. 15 präparirt und dann unter den Walzen Fig. 17 zu rundem Stabeiſen (**round merchant Iron**) auswalzt. Die Walzen für Quadrateiſen haben dieſelbe Einrichtung, wie Fig. 17, nur ſind die Kaliber ſtatt rund viereckig und die Walzen für Flacheiſen ſind wie die Fig. 16 eingerichtet, haben aber verſchiedene und ſchwächere Kaliber. Feinere Eiſenſorten werden in dreitheiligen Walzwerken, wie Fig. 18, fabricirt. Daß das ſogenannte Gerben des Eiſens, d. h. das Zerſchneiden der Flacheiſenſtäbe, Bildung von Paqueten, Ausſchweißen und Auswalzen wiederholt wird und darauf in England der Unterſchied zwiſchen **common best, best** und **best best iron** beruht, ſahen wir ſchon weiter oben.

Wir bemerken noch, daß, wenn die Cannelüren abgenutzt ſind, die Walzen auf die Drehbank gebracht und die Kaliber nachgedreht werden. Die für Rund- und Quadrateiſen hauptſächlich müſſen alsdann größer gemacht werden, ſo daß die vorher zur Fabrikation einer ſchwächern Sorte dienende Cannelüre nun zu einer gröbern an-

gewendet werden muß. Auch muß man den Durchmeſſer der Walzen etwas vermindern, um die abgenutzten Kanten wieder ſcharf zu machen. Es iſt daher von Wichtigkeit, auf eine und dieſelbe Walze Cannelüren anzubringen, welche Eiſenſorten geben, die ſich gleich gut verkaufen laſſen; denn wenn einige Cannelüren mehr als die andern gebraucht werden, ſo werden dieſelben bald abgenutzt und um ſie von Neuem abzudrehen, muß man die Cannelüren der ganzen Walze verändern, damit ſie einen gleichen Durchmeſſer behält. Die Bedürfniſſe des Handels beſtimmen es, welche Sorten von Kalibern die Walzen enthalten müſſen.

Wir haben bereits bemerkt, daß man zum Ausrecken des 3 — 6½ Linien ſtarken Rundeiſens harte Walzen anwende und auch zu den feinen Quadrateiſenſorten können ſolche Walzen angewendet werden; wenn aber das Eiſen rothbrüchig iſt und der Hitze wenig widerſteht, ſo wird es in den Hartwalzen nicht rein genug, indem die erkalteten Stäbe eine rothe Farbe vom Eiſenoxyd behalten, wodurch ſie im Handel weniger Werth erhalten. Es iſt in dieſem Falle gut, die Hartwalzen nur bei dem 3 — 4 Linien ſtarken Quadrat- und Rundeiſen anzuwenden, zu den ſtärkern Sorten aber gewöhnliche weiche Walzen zu nehmen.

Beim Formen und Gießen der Walzen werden immer beſondere Vorſichtsmaasregeln angewendet, aus denen man in vielen Gießereien ein Geheimniß macht. Die zu kalibrirenden Walzen werden, wie die eiſernen Geſchütze, in Maſſe und in eiſernen Laden gegoſſen. Die Laden haben verſchiedene Theile, von denen einer für den Körper, zwei für die Zapfen, ein vierter für den verlornen Kopf beſtimmt iſt.

Die Walzen mit ebenem Körper dagegen, wie Polirwalzen mit Blech- und Bandeiſenwalzen, werden, was den Körper anbelangt, in Kapſeln, d. h. in ſtarken gußeiſernen, genau ausgedrehten Formen gegoſſen. Das Abdrehen hat alsdann freilich große Schwierigkeiten, allein ſie haben auch eine bei weitem längere Dauer, als die in Maſſe gegoſſenen Walzen und geben ein weit ſchöneres Eiſen und Blech.

In vielen Gießereien läßt man jetzt den verlornen Kopf beim Guß der Walzen weg, rührt aber, nachdem der Guß vollendet iſt, das flüſſige Roheiſen mit einer eiſernen Stange um. Fühlt nun der Arbeiter, der dies Umrühren verrichtet, einen Widerſtand, der davon herrührt, daß das Roheiſen zu erſtarren beginnt, ſo zieht derſelbe die Rührſtange zurück. Man vermeidet auf dieſe Weiſe beſſer als mit dem verlornen Kopfe die Blaſen, welche unganze Stellen und Brüche der Walzen veranlaſſen und man vermindert auch Koſten und Abgang beim Gießen. Daſſelbe Verfahren wird auch beim Guß anderer großer Stücke, z. B. der Walzenſtänder, angewendet. Auch

iſt es nöthig, das Eiſen von unten auf in der Form in die Höhe ſteigen zu laſſen *).

Wenn die Stäbe aus den Walzen hervorkommen, ſo haben ſie ſtets einige Krümmungen, weshalb man ſie unmittelbar auf eine gußeiſerne Tafel Fig. 19 Taf. 35 bringt, woſelbſt ſie von einem Kinde durch die Schläge mit einem hölzernen Hammer gerade gerichtet werden.

## Proceſſe, Materialienaufwand, Produktionskoſten.

Das Feineiſen kann mit dem weißen Roheiſen verglichen werden, welches man bei einigen Hohöfen erhält; es hat das äußere Anſehn deſſelben und auch ſeine Eigenſchaften ſind dieſelben. Jedoch kann das bei Koaks erblaſene weiße Roheiſen nie unmittelbar verfriſcht werden, ja man muß daſſelbe, um es in Feineiſen zu verwandeln, mit grauem Roheiſen vermengen, weil ſonſt die zu ſtarken Gänge zu langſam ſchmelzen und das Roheiſen oft in dem Feineiſenfeuer erſtarrt. Das Feineiſen iſt, wie das weiße Roheiſen, ſpröde und ſucht beim Erkalten zu cryſtalliſiren. Es muß daher einem neuen Proceß unterworfen werden, um die Eigenſchaften des geſchmeidigen oder Schmiedeeiſens zu erlangen. Dieſer Friſchproceß, den die Engländer mit dem Namen des Puddelns bezeichnen, wird, wie wir ſchon bemerkt haben, in einem Flammofen ausgeführt, den wir weiter oben beſchrieben haben. Es zerfällt dieſer Proceß aber nicht in mehrere Operationen, wie das Heerdfriſchen bei Holzkohlen, ſondern es iſt eine fortgehende Operation, die von Seiten der Arbeiter große Vorſicht und Geſchicklichkeit erfordert.

Ehe wir die Puddelarbeit ſpeciell betrachten, machen wir einige Bemerkungen über die verſchiedenen Arten, die Heerdſohle zuzubereiten. Gewöhnlich bedeckt man den Heerd mit einer unſchmelzbaren Subſtanz. Man hat dazu in England und in den Hütten anderer Länder Sand, Hammerſchlag oder Schlacken, die beim Walzen fallen, ein Gemenge von Hammerſchlag und Schlacken aus dem Puddelofen, Kalk, ſo wie, da wo guter Sand ſelten iſt, auch alte zerſtoßene Ziegelſteine angewendet. Ja man hat auch die Decke ganz weggelaſſen und hat auf der bloßen Gußeiſenplatte des Heerds gepuddelt.

Bei einem Heerde von Hammerſchlag und Schlacken ſoll an Eiſen und Brennmaterial geſpart werden. Was erſteres anbelangt, ſo iſt es ganz augenſcheinlich, denn da die angewendeten Materien ſchon mit Eiſenoxyd geſättigt ſind, ſo können ſie nichts mehr davon

*) Ueber den Guß in Maſſe und über den Guß ſchalenharter Walzen findet man das Specielle in meinem „Handbuche der Metallgießerei“ (bei dem Verleger dieſes Werks 1840.) — Seite 159 ꝛc. und S. 226 ꝛc.

auflöſen. Auf einer andern Seite kann man aber die Frage aufwerfen, ob dieſes Verfahren ſtets mit Vortheil angewendet werden könne, da die Erdgläſer, welche der Sandheerd liefert, vielleicht den Friſchproceß beſchleunigen, indem ſie Eiſenoxyd abſorbiren und indem ſie zum Theil mit dieſem Oxyde die dem Eiſen beigemiſchten Subſtanzen, welche ihm ſchädliche Eigenſchaften ertheilen, auflöſen. Dennoch ſind Schlackenheerde ziemlich allgemein, da ſie ein minder ſchiefriges Eiſen geben ſollen, denn der Sand gelangt zuweilen ins Eiſen und macht es alsdann unganz. Bloße Gußeiſenheerde werden kaum ein Mal angewendet.

Will man einen Puddelofen in Betrieb ſetzen, ſo breitet man zuvörderſt auf dem Heerde die Schicht von Sand oder von zerſtampftem Hammerſchlag 2 — 3 Zoll hoch aus. Man wählt den reinſten oder denjenigen Hammerſchlag aus, welcher die wenigſten nachtheiligen Subſtanzen für die Qualität des Eiſens enthält und auch am reichſten iſt; man nimmt daher hauptſächlich den bei den Streckwalzwerken fallenden Hammerſchlag. Er wird ſo zerſtoßen, daß er wie grober Sand erſcheint, vertheilt ihn gleichmäßig auf dem Heerd und klopft ihn mit der Schaufel etwas feſt. Man feuert den Ofen 8 oder 10 Stunden lang, ehe man das Feineiſen einträgt, um eine halbe Schmelzung des Hammerſchlags zu veranlaſſen und um einen recht ebenen Heerd ohne Riſſe zu erlangen, in welchen man Eiſen verlieren könnte.

Iſt der Puddelofen im Betriebe, ſo muß der Heerd am Ende eines jeden Proceſſes reparirt und es muß der Ofen gereinigt werden, ehe er von Neuem beſetzt wird. Zu dem Ende erhöht man ſeine Temperatur, indem man das Eſſenregiſter öffnet und man ſtößt alsdann mit einer Brechſtange die Schlacken und die kleinen Eiſenſtücke ab, welche am Heerde feſtſitzen. Beſteht derſelbe aus Sand, ſo reparirt man ihn, indem man etwas friſchen Sand in die entſtandenen Vertiefungen bringt. Beſteht er dagegen aus Schlacken, ſo werden dieſelben durch ein heftiges Feuer weich und man kann den Heerd alsdann leicht ebnen. — Eine ſolche Heerdſtrecke dauert nur eine Woche und muß nach Verlauf dieſer Zeit gänzlich erneuert werden. Als eine in Staffordſhire gemachte Erfahrung nimmt man an, daß die Brücke, das Gewölbe und ein Theil des hintern Mauerwerks alle drei Wochen und alle Theile des Ofens nach Verlauf von drei Monaten reparirt werden müſſen. Der Maurer erhält für die ihm accordirten Reparaturen für eine Tonne gepuddeltes Eiſen 15 Pence (etwa 10 Gr.) mit Einſchluß der Materialien.

Während der Zubereitung der Sohle hat man in der Nähe des Ofens das in einer Operation zu behandelnde Feineiſen in kleinen Haufen aufgeſtellt. Die Stücken wiegen 2 — 13 Pfund, von denen man gewöhnlich 4 zu einem Haufen zuſammenſtellt, den man auf eine ſtarke Schaufel mit eiſernem Stiele ſtellt und ihn, indem

man letztere auf den Thürschwell gleiten läßt, in den Ofen schiebt. Dort wird nun das Feineisen auf den Seiten des Heerds über einander gelegt. Die Mitte des Heerds bleibt frei, damit das nach und nach schmelzende Metall umgerührt werden kann. Zwischen den Stücken bleiben so viel als möglich leere Räume, damit die heiße Luft frei um dieselben spielen kann. Darauf verschließt man alle Thüren, wirft Steinkohlen auf den Rost und verschließt mit denselben sowohl das Schürloch, als auch die Seitenöffnung des Rosts; endlich öffnet man das ganze Register. Man erhöht daher die Temperatur des Ofens sehr bedeutend.

Das Feineisen wird nach etwa 20 Minuten weißglühend, die scharfen Spitzen und Kanten desselben fangen an zu schmelzen und es fallen Metalltropfen auf den Heerd. In diesem Zustand öffnet der Arbeiter das Schauloch in der Ofenthüre, stößt mit einer Brechstange die Stücke des Feineisens, welche zu schmelzen anfangen, ab, sucht der Einwirkung der Wärme neue Oberflächen auszusetzen und entfernt das Metall, damit es sich in dem Maaße, daß es erweicht, nicht agglomerirt, von der Brücke. Wenn auf diese Weise alles Feineisen zu einem Teige reducirt ist, so muß man die Temperatur des Ofens vermindern, um ein Flüssigwerden des Metalls zu verhindern. Der Arbeiter verschließt darauf das Register, zieht mehrere Roststäbe aus dem Ofen, um das Feuer zu vermindern und gießt auch zuweilen etwas Wasser auf das getrennte Eisen. Dieses Wasser scheint nicht allein den Zweck zu haben, die Temperatur des Ofens zu vermindern, sondern auch eine chemische Einwirkung auf das Feineisen auszuüben, welches dadurch zum Theil oxydirt und die Operation beschleunigt wird. Dieses Aufgießen von Wasser ist jedoch nicht allgemein und wenn es den Vortheil hat, die Entkohlung zu befördern, so verursacht sie auch einen Eisenverlust, welches als Oxyd in die Schlacken übergeht. Man macht auch zuweilen einen Zuschlag von Hammerschlag, welcher sich in dem Ofen reducirt und den Abgang etwas vermindert.

Die Temperatur des Ofens hat alsdann den niedrigsten Grad erreicht. Der Arbeiter rührt das im krümligen Zustande befindliche Metall fortwährend um, welches sich aufbläht und eine beträchtliche Menge von Kohlenoxydgas entwickelt, welches mit einer blauen Flamme verbrennt, so daß das ganze Eisen zu brennen scheint. In einigen Hütten schlägt der Arbeiter das Metall auf der Sohle mit einer vorn starken und schweren Brechstange, wobei er das Gezäh in jedem Augenblick wechselt und es in einem mit Wasser angefüllten Kasten abkühlt. Oft hat sich der Ofen zu sehr abgekühlt und man ist alsdann genöthigt, mit dem Rühren oder Puddeln aufzuhören und alle Thüren zu verschließen. Das Feineisen nähert sich nach und nach dem Zustande des Schmiedeeisens und wird immer unschmelzbarer; es beginnt, nach dem Ausdrucke der Arbeiter, **trocken**

zu werden (to dry) oder Natur zu erlangen (the iron is come in ground to nature). Die Kohlenoxydgasentwickelung vermindert ſich und hört endlich ganz auf. Die Arbeiter fahren noch immer zu rühren fort, bis daß das Ganze einen ſandigen Zuſtand ohne Zuſammenhang erlangt hat*). Alsdann werden die Roſtſtäbe wieder an ihre Stelle gebracht, es wird wieder geſchürt und das Regiſter etwas geöffnet. Die Wärme nimmt wieder zu, die Eiſenkörner werden weißglühend und die Temperatur iſt hoch genug, daß ſie zuſammenſchweißen können; die Maſſe läßt ſich nur ſchwierig aufheben oder aufbrechen, was die Arbeiter work heavy nennen. In einigen Waleſer Hütten ſetzt man in dieſem Augenblick eine geringe Quantität Kalk in der Abſicht zu, daß das Eiſen nicht in Fluß kommt und auch beim Verfriſchen von ſehr unreinem Roheiſen, wie das beim Zuſchlag von vielen Friſchſchlacken erblaſene, kann ein Kalkzuſatz zweckmäßig ſeyn. In Staffordſhire macht man dagegen keinen Zuſchlag. Der Friſchproceß iſt alsdann vollendet und es braucht nur das Eiſen vereinigt und zu Luppen (Balls) gebildet zu werden. Zu dem Ende nimmt der Arbeiter mit ſeiner Schaufel einen Eiſenkern und rollt denſelben auf dem Heerde hin, ſo daß ſich noch mehr Eiſen daran ſetzt und eine Luppe von 60 — 70 Pfd. an Gewicht entſteht. Der Arbeiter ſetzt hierauf die Luppe mittelſt einer vorher erhitzten Brechſtange auf die Seite des Ofens, welche der Einwirkung der Hitze am meiſten ausgeſetzt iſt, damit ſich die verſchiedenen Theile vereinigen können; auch drückt er die Maſſen zuſammen, damit die Schlacken heraus gehen. Er bildet auf dieſe Weiſe 5 oder 6 Luppen.

Sind alle Luppen gemacht, wozu etwa 20 Minuten erforderlich waren, ſo verſchließt man die kleine Oeffnung in der Arbeitsthür, um den Ofen in eine ſtarke Hitze zu bringen und die Schweißung zu erleichtern. Hält man dieſe für genügend, ſo zieht man die Thür auf und nimmt die Luppen nach und nach mittelſt Zangen heraus, um ſie unter einem Stirnhammer oder der Hammerpreſſe zu zängen, denn unmittelbar zwiſchen Walzen, wie es ehedem in Wales gebräuchlich war, geſchieht es jetzt kaum noch.

Die ganze Operation dauert in einem gewöhnlichen Ofen 2—2½ Stunden; nach ¼ Stunde ſchmilzt das Feineiſen an ſeinen Ecken und Kanten und man fängt an es zu rühren, um ſeine Trennung zu bewirken; nach 1 — 1½ Stunde iſt das Feineiſen gänzlich zu Sand reducirt und man erhält es in dieſem Zuſtand, unter ſtetem Umrühren, eine halbe Stunde lang; das Luppenmachen erfordert faſt eben ſo viel Zeit.

---

*) Neuerlich hat man in England und auch auf einigen Königl. Preuß. Hütten mechaniſche Mittel zu dem Puddeln angewendet. Das Verfahren iſt zur Zeit noch nicht bekannt.

Man ſetzt 360—420, in Wales auch wohl 500 Pfd. Feineiſen auf ein Mal in den Puddelofen und zuweilen ſetzt man die rauhen abgeſchnittenen Enden der Stäbe hinzu, welche auch wohl für ſich verpuddelt werden. Der Eiſenverluſt bei dieſer Operation iſt ſehr verſchieden und hängt ganz beſonders von der Geſchicklichkeit der Arbeiter ab, da durch zu wenige Aufmerkſamkeit eine bedeutende Eiſenmenge verſchlackt werden, oder ſich in den Heerd ziehen kann, den ſie alsdann erhöht. Bei einer guten Arbeit beträgt der Abgang in Staffordſhire 8—10, in Wales 10—12 Procent; jedoch laſſen ſich nur Durchſchnittszahlen angeben.

Der Steinkohlenverbrauch iſt nach ihrer Qualität und Größe, ſo wie nach der Art der Arbeit auch ſehr verſchieden und beträgt auf 100 Pfd. Feineiſen etwa 100 Pfd. oder auf 10 Theile gezängtes Eiſen etwa 9 Theile.

Zuweilen zerfällt der Proceß in zwei Theile; man macht das Feineiſen an dem einen Ende eines Ofens glühend, während man in der Nähe der Brücke puddelt. Wir bemerkten ſchon weiter oben, daß die Oefen, deren man ſich in dieſem Falle bedient, entweder nur länger als die gewöhnlichen ſeyen, oder eine beſondere Form hätten. In England ſind jedoch Oefen der Art wenig im Gebrauch, mehr in Frankreich, wo man mit ihnen eine nicht unbedeutende Brennmaterialienerſparung und eine Beſchleunigung der Arbeit erlangt hat. Die Leitung des Feuerns in den Puddelöfen iſt von Wichtigkeit und muß nur einem erfahrnen Arbeiter anvertraut werden; er regulirt die Hitze, indem er die Quantität der Kohlen vermehrt und indem er den Roſt reinigt, oder indem er das Regiſter mehr oder weniger öffnet.

Der Abfluß der Schlacken dauert nicht fort, ſondern ſie bleiben im Ofen; ein Theil iſt mit dem Eiſen vermengt und fällt bei dem Auswalzen unter den Präparirwalzen heraus; ein anderer bleibt am Heerde des Ofens hängen und wird nach Vollendung des Proceſſes mittelſt einer Brechſtange abgeſtoßen und dann herausgenommen. Dieſe Schlacken, deren Menge immer nur gering iſt, rühren von denen her, welche in dem Feineiſen zurück geblieben ſind, ſo wie auch von dem Sande, welcher den Ofenheerd bildet. Die Eiſenmenge, welche ſie aufnehmen, iſt bedeutend; ſie wird freilich durch einen Schlackenheerd vermindert, allein das Eiſen wird dadurch auch verſchlechtert, denn die Analyſe der beim Puddeln fallenden Schlacken weiſt nicht ſelten Phosphorſäure nach, die dem Feineiſen nicht anders entzogen werden kann, wenn nicht ein Theil des Eiſens oxydirt wird.

Die Schlacken ſind ſchwarz, ſehr ſchwer, oft kryſtalliniſch und mehr oder weniger eiſenreich, je nachdem ſie kürzere oder längere Zeit mit dem Eiſen in Berührung bleiben; jedoch enthalten ſie im Allgemeinen weniger als die Schlacken vom Heerdfriſchen bei Holzkoh-

len. Aller Sorgfalt des Arbeiters ohnerachtet häufen ſich auf dem Heerde doch Schlacken und Schaleneiſen an und zuweilen iſt nach Verlauf einer Woche dieſe Anhäufung ſo bedeutend, daß der Heerd 5 oder 6 Zoll höher geworden iſt. Man pflegt daher den alten Heerd jeden Sonnabend herauszunehmen, eine Arbeit, die auf zweierlei Weiſe ausgeführt werden kann, indem man entweder das Ganze ſchmilzt und es durch das Schlackenloch ablaufen läßt, oder indem man es mit Brechſtangen, die man als Hebel gebraucht, herausbricht. Die erſtere, gewöhnlich von guten Arbeitern, die gehörig Herr ihres Ofens ſind, angewendete Methode ſcheint der zweiten vorzuziehen zu ſeyn, indem durch dieſelbe die Wände des Ofens leicht beſchädigt werden können und ſie mehr Zeit und Arbeit erfordert. Beſteht der Heerd aus Schlacken, ſo müſſen dieſelben vorher weich gemacht worden ſeyn, damit ſie zuſammenbacken und eine zuſammenhängende Maſſe bilden, weil ſonſt das Feineiſen, ſobald es geſchmolzen, durch die Schlacken laufen und einen Verluſt herbeiführen würde. Zu dieſer Verarbeitung des Heerds gebraucht man wenigſtens 8 Stunden und man darf den Betrieb ſelbſt nicht früher als 12 Stunden nachher anfangen, ſo daß, wenn er um 6 Uhr des Morgens beginnen ſoll, der Heerd ſchon um 6 Uhr des vorhergehenden Abends angewärmt werden muß.

Der Friſcher muß alsdann eine ſtete Sorgfalt auf den Heerd ſeines Ofens verwenden. Iſt das Metall, welches er bearbeitet, von guter Beſchaffenheit, ſo ſetzt ſich eine dicke Schlacke auf dem Heerd ab und dieſer wird weit höher. Bei gewiſſen Roheiſenſorten legt man daher die Heerdplatte 12 Zoll unter die Brücke und beim Verfriſchen von mittelmäßigen Arten nur 10 Zoll. Wenn gutes Roheiſen den Ofenheerd mehr hebt als anderes, ſo erleidet es doch nicht mehr Abgang. Die bei dem letztern entſtehenden Schlacken bleiben in den Luppen, fließen erſt unter dem Hammer oder zwiſchen den Zängewalzen heraus und können daher den Heerd nicht erhöhen. Gibt dagegen das Roheiſen eine ſtrengflüſſige Schlacke, ſo erhält ſich die Hitze in dem Ofen, ſeine Mauern werden geſchützt und der ganze Prozeß iſt leichter.

Den Hammerſchlag, mit welchem man den Heerd ausbeſſert, kann man faſt mit dem gleichen Volum Holzkohlenſtaub vermengen; er reducirt ſich zum Theil und wird ſtrengflüſſiger. Das erfolgte Eiſen ſcheint etwas weicher zu ſeyn, allein die Arbeit iſt ſchwieriger, als ohne Einmengung des Kohlenſtaubs.

Nach der etwa 450 Pfd. betragenden Ladung eines Ofens und der Dauer jedes Proceſſes von 2½ Stunden ſieht man, daß zur Bedienung eines Hohofens und eines Feineiſenfeuers faſt fünf Puddelöfen erforderlich ſind.

## Allgemeine Bemerkungen.

Wir haben ſchon bemerkt, daß man während des Puddelns Hammerſchlag in den Ofen werfen könne, daß er ſich reducirte und den Abgang verminderte. Er ſchützt auch den Heerd und es muß dieſer Zuſatz hauptſächlich am Ende einer jeden Operation gemacht werden. Man darf aber nur den bei den Reckwalzen fallenden Hammerſchlag anwenden und nicht die bei dem Zängen unter dem Hammer und beim Vorbereitungswalzen ausgedrückten Schlakken, indem dieſe die dem Eiſen nachtheiligen Subſtanzen, wie Schwefel und Phosphor, vermehren und etwas verſchlechtern. In den Hütten, wo man den Puddlern eine Belohnung für das möglichſt hohe Ausbringen gibt, greifen dieſelben oft zu dieſem ſchädlichen Mittel. So zweckmäßig daher auch ſolche Ueberſchußbelohnungen über das prinzipmäßige Ausbringen ſind, ſo geben ſie doch zu mancherlei Betrügereien Veranlaſſung und man muß daher die Aufſicht ſchärfen.

Der niedrige Preis des Eiſens vor wenigen Jahren veranlaßte die Eiſenhüttenbeſitzer, alle möglichen Mittel zu Erſparniſſen bei der Fabrikation aufzuſuchen. Man verſuchte es daher, weißes Roheiſen unmittelbar und ohne es vorher in Feineiſen verwandelt zu haben, zu verpuddeln, indem beide Subſtanzen einige gemeinſchaftliche phyſiſche und chemiſche Eigenſchaften gemein haben und man hoffte die eine der andern zu ſubſtituiren. Man hätte auf dieſe Weiſe alle Koſten der Feineiſenbereitung und einen Theil des Eiſenabgangs bei dieſem Prozeß vermieden; endlich hätte man ein Roheiſen angewendet, deſſen Fabrikation wohlfeil iſt. Man erkannte aber bald, daß das Verpuddeln dieſes Roheiſens, wenn auch nicht unmöglich, doch wenigſtens ſehr langwierig, daß der Abgang ſehr beträchtlich ſey, daß der Heerd bald zerſtört werde und das erhaltene Eiſen nur eine ſehr mittelmäßige Güte habe. Letzterer Umſtand ſprach hauptſächlich gegen die unmittelbare Anwendung des weißen Roheiſens. Jedoch könnte man es vielleicht theilweiſe mit Vortheil bei der Fabrikation des gewöhnlichen Eiſens anwenden, obgleich man durchaus nicht alle den gehofften Vortheil daraus ziehen würde. Die ſchlechte Beſchaffenheit des aus Roheiſen dargeſtellten Stabeiſens ſcheint hauptſächlich von einem ſtarken Siliciumgehalt herzurühren, der beim Feineiſenproceß in die Schlacken übergeht. Das weiße erdige, bei einer Ueberſetzung des Ofens erblaſene Roheiſen ſcheint wirklich viel Silicium zu enthalten.

Die Production eines Ofens mit einer Thür beträgt ungefähr 12 Tonnen Stabeiſen in der Woche von 5½ Tagen; die eines Ofens mit zwei Thüren 18 Tonnen; endlich die eines Ofens, von denen nur eine Arbeitsthür iſt, ebenfalls 16 bis 18 Tonnen. Die Brennmaterialienerſparung kennen wir nicht genauer.

Digitized by Google

In Yorkſhire, in der Nähe von **Bradford** ſind die Puddelöfen weit kleiner und man verarbeitet in denſelben nur 300 Pfd. Feineiſen auf einmal und zum Verfriſchen von 1 Tonne des letztern verbraucht man 1¼ Tonne Steinkohlen.

Wir bemerkten ſchon weiter oben, daß, wenn das gepuddelte Eiſen die paſſende Temperatur erlangt habe, der Arbeiter es mit der Zange faßt und es entweder zum Stirnhammer oder zur Hammerpreſſe trägt, denn das unmittelbare Zängen zwiſchen Walzen, welches ſonſt in Wales ganz allgemein gebräuchlich war, ſoll jetzt nur noch ſehr wenig angewendet werden. In Staffordſhire, wo die Fabrication eines Werks wöchentlich höchſtens 150 Tonnen beträgt, erfolgt das Zängen unter Stirnhämmern und die Luppe kommt zu einem Stück geſchmiedet zwiſchen die Walzen und man glaubt auf dieſe Weiſe beſſeres Eiſen darzuſtellen.

In den ſehr großen Hütten in Wales, von denen jede wöchentlich 200 bis 350 Tonnen Eiſen in den Handel bringen kann, wendete man früher nur Walzen zum Zängen, jetzt aber faſt überall die Hammerpreſſen in Verbindung mit jenen an. — Beim Zängen unter dem Stirnhammer bringt man die Luppe zuvörderſt unter den vordern Theil der Bahn, die einen größern Raum zwiſchen ſich und der Ambosbahn läßt als die übrigen Theile, oder auf die Tafel des Amboſes und zu gleicher Zeit gleicht man die vorhergehende Luppe unter dem Polirer (Polissoir) ab, ſo daß die neue Luppe auf allen Seiten nur ſchwach zuſammengedrückt werden kann. Wirkt der Hammer ſogleich mit ſeinem ganzen Gewicht auf eine eben aus dem Ofen kommende Luppe ein, ſo würde ſie ſogleich in Stücke zerfallen. Wenn die Luppe auf der Tafel liegt, ſo ſchweißt man gewöhnlich einen Eiſenſtab daran, deſſen eines Ende vorher im Puddelofen ſchweißwarm gemacht worden iſt und welcher dazu dient, die Luppe beſſer handhaben zu können. Man dreht ſie nach allen Richtungen, um ihr eine rechteckige Form zu geben. Will man ſie ausrecken, ſo bringt man ſie unter den Theil der Hammerbahn, die der Axe parallel iſt; will man dagegen ihre Flächen abplatten, ſo bringt man ſie unter den andern Theil des Hammers, welches durch einen Blick auf die Figg. 4 und 7, Taf. 3 ſehr bald deutlich werden wird. Man ſetzt die Luppe ſo lange den Hammerſchlägen aus, bis daß ſie nicht kleiner mehr wird. Die beiden Enden der nun Stück genannten Luppe ſind nun noch gar nicht geſchmiedet, weshalb man den als Handhabe dienenden Stab umbiegt und das Stück ſenkrecht zwiſchen Hammer und Ambos ſtellt, welches man das **Stauchen der Luppe** nennt. Während des Zängens werden die Schlacken ſehr weit umher geworfen und es bildet ſich auch Hammerſchlag, den man in einigen Hütten ſammelt, um ihn beim Hohofen oder beim Feineiſenfeuerbetriebe wieder zuzuſchlagen.

Oft iſt während des Zängens das Stück ſo kalt geworden, daß man es nicht unmittelbar zu dem Walzwerk bringen kann, ſo daß man es erſt wieder auf den Heerd eines Flammofens bringen muß, ehe es dieſe neue Zuſammendrückung erleidet. Dieſes Wärmen erfolgt gewöhnlich in den Puddelöfen zu Anfang eines Friſchens. Man bringt die gewärmten Stücken zu gewöhnlich 30 engl. Zoll langen und 14 Zoll ſtarken Walzen, die mit verſchieden weiten und zu den verſchiedenen Stücken im Verhältniß ſtehenden Cannelüren verſehen ſind. Man bringt das Stück vor die erſte Cannelüre, indem man es auf die Einführplatte legt und etwas dagegen drückt. Auf der andern Seite des Walzwerks nimmt es ein anderer Arbeiter mit einer Zange hin, reicht es über die obere Walze dem erſten Arbeiter zurück, der es in eine engere Cannelüre bringt. Das Stück wird nach und nach ausgereckt, indem es eine regelmäßigere Geſtalt annimmt und bald hat es die von mehr oder minder langen, 2 bis 4 Zoll breiten und ½ Zoll ſtarken Stäben erlangt. In manchen Hütten, beſonders in Wales, wird die Luppe nur durch wenige Schläge des Stirnhammers oder der Hammerpreſſe zuſammengedrückt und dann zu dem Walzwerk gebracht, wo ſie ebenfalls zu 2, 3 oder 4 Zoll breiten Stäben und 8 bis 9 Linien ausgereckt werden. — Das auf dieſe Weiſe dargeſtellte Eiſen kann aber noch kein Handelsartikel ſeyn, ſondern die Stäbe werden ſogleich mittelſt einer Schere in Stücken geſchnitten, aus denen Paquete zuſammengelegt werden.

Beim Zängen mit den Walzen wird folgendermaaſen verfahren: Der Arbeiter faßt die Luppe mit einer Zange, deren Maul eine ovale Form hat und ſteckt ſie in die erſte ovale Cannelüre. Ein auf der entgegengeſetzten Seite des Walzwerks ſtehender zweiter Arbeiter nimmt die Luppe dem Walzwerk ab, reicht ſie dem erſten zurück und dieſer läßt ſie wieder durchgehen, nachdem er die Druckſchrauben einen Umgang angezogen und dadurch die Walzen enger geſtellt hat. Nachdem die Luppe fünf oder ſechs Mal durch dieſelbe Cannelüre gegangen iſt, ſo hat ſie eine ellipſoidiſche Form angenommen und wird im Engliſchen nun bloom genannt. Man läßt ſie alsdann durch fünf oder ſechs andere Cannelüren von minder großem Durchſchnitt gehen, in denen das Eiſen mehr zuſammengedrückt und folglich mehr ausgereckt wird. Es hat die Form eines abgerundeten Vierecks von 3 bis 4 Fuß Länge erlangt. In dieſem Zuſtande gelangt es zu einem zweiten Walzwerk, in welchem es zu ½ bis ⅝ Zoll ſtarken, 2 bis 4 Zoll breiten und 5 bis 6 Fuß langen Flachſtäben ausgewalzt wird. Um die Walzen fallen Stücke von der Luppe, die nicht an dieſelbe anſchweißen konnten und Schlacken. Dieſe Eiſenſtücke werden wieder beim folgenden Puddeln zugeſetzt. Die Schlacken ſind denen aus dem Schlackenloch abfließenden analog. In 1½ Minute iſt die Luppe in einen Stab verwandelt und das Auge konnte den Fortſchritten dieſer Verwandlung kaum folgen.

Eine Dampfmaſchine von 80 Pferdekräften kann in einer Woche 200 Tonnen Eiſen zuſammendrücken (rongh own). Dieſe Stäbe, die bei 4 Zoll Breite oft 15 Fuß lang ſind, werden entweder zerſchnitten oder in Wales auch wohl an die Schweißöfen verkauft.

Während der ganzen Arbeit und ſo lange noch eine Luppe in dem Puddelofen iſt, muß man denſelben geſchloſſen halten.

Das mittelſt des vorhergehenden Proceſſes dargeſtellte Eiſen (mill-bariron) muß, ehe es Handelsartikel ſeyn kann, wenigſtens noch einer Operation unterworfen werden. Es werden zu dem Ende mehrere von den obigen Stäben, gewöhnlich vier, zu Paqueten zuſammengelegt und in den weiter oben beſchriebenen Schweißofen gebracht. Der Heerd dieſes Ofens hat eine 7—8 Zoll ſtarke Sandſchicht, die demnach ſtärker als bei den Puddelöfen iſt, weil ſie ſonſt durch die ſtarke Hitze die gußeiſerne Heerdplatte ſchmilzt. Man machte den Heerd von Hammerſchlag, jedoch ſchmolz derſelbe und die Paquete verſanken in der teigigen Maſſe. Dieſelben werden zu zweien kreuzweis über einander auf dem Heerd aufgeſtellt, ſo daß ſie die Flamme umſpielen kann. Man verſchließt darauf die Arbeitsthür ſehr ſorgfältig und oft wirft man ſelbſt einige Stückchen glühende Steinkohle in der Nähe der Thür auf den Heerd und um ſie luftdichter zu verſchließen, ſchüttet man äußerlich Sand in die Fugen. Man bringt auf dieſe Weiſe das Eiſen in eine ſehr hohe Temperatur; nach $\frac{1}{2}$ oder $\frac{3}{4}$ Stunden fangen die Paquete an zuſammen zu ſchweißen und man bringt ſie darauf zuvörderſt zwiſchen die Vorbereitungs- und dann zwiſchen die Vollendungswalzen, um ſie zu Stäben auszurecken. Beim Walzen der Flachſtäbe ſieht man dahin, dieſelben jedes Mal, wenn man ſie in ein anderes Kaliber bringt, um die halbe und die Quadrate und runden Stäbe um ein Viertel ihrer Peripherie zu drehen, damit ſie in allen Richtungen ausgedehnt werden und damit ſie ſcharfe Kanten und keine Näthe bekommen. Beim Auswalzen von flachem Eiſen muß man die Paquete ſtets ſo in die Kaliber bringen, daß die Verbindungsebenen der verſchiedenen ſie bildenden Stäbe mit den breiten Flächen parallel ſind und ſie dürfen nicht ſenkrecht auf denſelben ſtehen. Offenbar erlangt man dadurch beſſer geſchweißtes und fadigeres Eiſen. Dieſelbe Vorſicht kann aber nicht bei dem Auswalzen des Quadrat- und Rundeiſens angewendet werden, weil die Kaliber eine ſenkrechte Diagonale haben. Wenn dieſe Eiſenſorten die gehörigen Dimenſionen erlangt haben, ſo läßt man ſie mehrmals hinter einander durch die letzte Cannelüre gehen, wobei man ſie ſtets um $\frac{1}{4}$ ihrer Peripherie dreht, wodurch ſie die größtmögliche Regelmäßigkeit erlangen. Will man gutes Eiſen darſtellen, ſo muß man es mehreren Schweißungen unterwerfen. Zu dem Ende werden die Stäbe jedes Mal in Stücken zerſchnitten und erhalten eine neue Gerbung. Die Feue-

rung der Schweißöfen geſchieht ſtets mit Steinkohlen, welche eine recht bedeutende Hitze entwickeln.

Wenn der Stab eine gewiſſe Länge erreicht hat, ſo ſind zwei Arbeiter nöthig, um ihn zwiſchen die Walzen zu bringen; einer, der ſein vorderes Ende mit einer Zange gefaßt hat und ein anderer, welcher den übrigen Theil hält. Hat er nun die gehörige Stärke erlangt, ſo zieht man ihn bis auf eine auf der Hüttenſohle befeſtigte gußeiſerne Platte, auf welcher man ihn gerade richtet und ihm das Fabrikzeichen einſchlägt.

Dieſes Eiſen iſt gewöhnlich ſehr fadig, ja es iſt es zu viel, da es ſtets nach einer Richtung zuſammengepreßt worden iſt. Die Faden haben oft nur einen geringen Zuſammenhang. — Auch dieſe Sorte iſt nur von mittlerer Qualität; ſoll es ſehr feſt ſeyn, wie zur Anwendung bei der Anker= und Kettenfabrikation, ſo unterwirft man es einer zweiten Gerbung.

Es bilden ſich in den Schweißöfen durch Auflöſung des Eiſenoxyds von dem Sande bedeutende Maſſen von Schlacken, welche durch das Schlackenloch abfließen oder nach der Operation aus dem Ofen geriſſen werden. Sie ſind gewöhnlich blättrig, ſtahlgrau und in ihren Höhlungen zeigen ſie häufig Kryſtalle. Sie enthalten über 50 Prozent Eiſen und werden auf den meiſten Engliſchen Hütten als Zuſchlag beim Hohofenbetrieb und hin und wieder auch zur Anfertigung der Sohle von Puddelöfen angewendet.

Das Schweißen veranlaßt von Seiten der Arbeiter wenig Arbeit, erfordert aber eine große Erfahrung, viel Sorgfalt und Aufmerkſamkeit.

Die 4, 5 oder 6 Stücken von Stäben, welche ein Paquet bilden, müſſen gleich lang abgeſchnitten und ſo gelegt ſeyn, daß keins vor dem andern vorſteht und daß kein Zwiſchenraum zwiſchen denſelben bleibt; denn wenn die Luft und die Flammen zwiſchen den Stäben durchziehen können, ſo oxydiren ſie ſich im Innern, die Schweißung wird ſchwieriger und der Abgang bedeutender.

Obgleich die Temperatur, bis zu welcher man die Paquete erhitzen muß, ſehr hoch iſt, ſo darf ſie doch nicht überſtiegen werden und wenn man einen zu bedeutenden Abbrand vermeiden und ein gut geſchweißtes Eiſen erlangen will, ſo darf die Hitze nicht zu viel verlängert werden. Es iſt dies beſonders zu berückſichtigen, wenn die Paquete ſchwer ſind, weil ſie alsdann längere Zeit der Hitze ausgeſetzt werden müſſen und die etwas hervortretenden Theile des Metalls folglich leichter oxydiren. Die kurze Zeit, welche man zum Schmieden der Paquete verwendet, iſt oft hinreichend, daß die letzten verbrennen und nur ein mittelmäßiges Eiſen, ja ſelbſt Ausſchuß geben. Die Anzahl großer und etwas langer Paquete, die auf einmal in den Schweißofen kommen, wird durch die zum Schmieden erforderliche Zeit beſtimmt und nicht durch die Räumlichkeit des Ofens

und es ſind alsdann oft nicht mehr als fünf oder ſechs. Walzt man die Paquete nicht recht heiß aus, ſo verfällt man in den entgegengeſetzten Fehler, indem das Eiſen ſchlecht ſchweißen und der Stab unganz werden würde. Gewöhnlich werden in einer Operation 10, 12, auch 16 Paquete ausgeſchweißt und man muß den Betrieb der Schweißöfen ſo reguliren, daß die Walzarbeiter nicht zu viel vor haben, denn ſobald das Eiſen den gehörigen Hitzgrad erreicht hat, ſo muß es ſofort ausgereckt werden, wenn es nicht verbrennen ſoll. Dies wird übrigens durch die Schlacken aufgehalten, welche ſich von den Paqueten bilden und welche zuweilen eine Decke auf den Seiten bilden. Man bemerkt oft ſelbſt einen Unterſchied zwiſchen den Enden eines und deſſelben Paquets, deſſen eines von den Schlacken geſchützt, während das andere unbedeckt geblieben iſt. Man erleichtert die Schlackenbildung, beſonders bei ſchweren Paqueten, zuweilen dadurch, daß man zu Anfang der Operation etwas Thon oder feinen Sand darauf wirft.

Um feinere Eiſenſorten darzuſtellen, bildet man gewöhnlich keine Paquete. Man zerſchneidet das Materialeiſen in Stücken von paſſender Länge und reckt ſie aus, nachdem ſie weißglühend gemacht worden ſind. Der Betrieb eines Schweißofens geht alsdann ununterbrochen fort und es können neue Kolben (billets) in dem Maas eingeſetzt werden, daß man die gehörig warmen herausnimmt. Das feine Eiſen wird in 36 bis 45 Fuß langen Stäben ausgereckt und alsdann in zwei oder drei Stücken zerſchnitten; das Eiſen wird auf dieſe Weiſe beſſer und wohlfeiler ausgewalzt. Der Abbrand in den Schweißöfen beträgt bei gröbern Eiſenſorten 8 bis 10 und bei feinern 10 bis 12, im Durchſchnitt daher 10 Prozent.

Wir machen nun noch einige Bemerkungen über die Art und Weiſe der Darſtellung verſchiedener Eiſenſorten.

Um gewöhnliches Eiſen (common iron) zu fabriciren, wendet man Feineiſen an, welches aus ¾ weißem oder halbirten und aus ¼ graulichem Roheiſen dargeſtellt worden iſt. Der Abgang im Puddelofen beträgt etwa 11 Prozent vom Feineiſen.

Das zu ſtarken Flachſtäben ausgewalzte Eiſen wird in Stücken zerſchnitten, dieſe werden zu Paqueten zuſammengelegt, die man ausſchweißt und zu Stäben ausreckt. Der Abgang im Schweißofen beträgt etwa 8 Prozent.

Das ſogenannte beſte Eiſen (best iron) wird auf dieſelbe Weiſe aus Feineiſen dargeſtellt, welches ſeinerſeits von einem feinkörnigen weißlichen und auf dem Bruch glänzenden Roheiſen, dem ſogenannten high-bright-iron, erhalten worden iſt. Der Verluſt beim Puddeln iſt vielleicht etwas größer, dagegen aber beim Schweißen geringer.

Will man ſogenanntes allerbeſtes (best-best) Eiſen produciren, ſo bedient man ſich des von dem beſten Spiegelroheiſen her-

rührenden Feineiſens und verfährt wie vorher. Die Paquete beſtehen jedoch nicht gänzlich aus gewöhnlichem Eiſen, ſondern: 1) aus einer Platte gewöhnlichem, 2) einer Platte, die von ausgeſchweißten rauhen Enden von Stäben herrührt und 3) aus einer zweiten Platte von gewöhnlichem Eiſen; oder ſie beſtehen aus 3 Platten von letztern und aus 2 Platten von jenem Endeneiſen, die mit einander abwechſeln. Das aus den zuſammengeſchweißten Enden fabricirte Eiſen iſt nämlich beſſer als das gewöhnliche aus Luppen dargeſtellte. Soll das Eiſen ein ſchönes Anſehen erhalten, ſo legt man die Platten von den Endeneiſen unten und oben in dem Paquete hin, worauf man Stäbe mit recht ſcharfen Kanten und glatten Flächen erhält.

Ein anderes Mittel, die Beſchaffenheit des Eiſens zu verbeſſern, beſteht darin, recht viel Stücke in ein Paquet zu bringen, wodurch das Eiſen offenbar mehr gegerbt wird. Man macht alsdann ſogenannte doppelte Paquete, d. h. ſolche, die aus Stücken von Stäben gebildet ſind, welche zu zweien neben einander liegen und die mit hinlänglich breiten Platten bedeckt ſind. Man nimmt z. B. ins Innere 30 und oben und unten 48 Linien breite Stäbe.

Wir haben ſchon bemerkt, daß die erſten Cannelüren der Präparirwalzen oval ſeyen, weshalb der Querſchnitt eines Paquets faſt quadratiſch ſeyn muß.

Endlich müſſen wir auch noch bemerken, daß die Güte des Eiſens nicht immer von der größern oder geringern Anzahl von Schweißungen abhängt, ſondern daß das zu oft geſchweißte Eiſen an Güte verliert.

Schneidwerksbetrieb. In einer Hütte bei Dudley reckt man, um Materialeiſen für Schneidwerke darzuſtellen, die Luppen zu Stäben von 5 bis 6 Fuß Länge und 4 Zoll Breite aus, zerſchneidet ſie in 12 bis 15 Zoll lange Stücken, legt 4 derſelben zu einem Paquet zu, ſchweißt dieſelben aus und walzt daraus Stäbe von 6 Fuß Länge und 4 Zoll Breite. Dieſelben werden auch in vier Stücke zerſchnitten und dieſe ſind nun noch warm genug, um ſofort unter andere Walzen gebracht zu werden, wo ſie eine Länge von etwa 5 Fuß und die für die Plettinen zum Schneideiſen erforderliche Stärke zu erhalten. Darauf gehen die Plettinen nochmals zwiſchen Glattwalzen durch und gelangen dann zwiſchen das Schneidwerk, welches dieſelben in mehrere Stäbchen zerſchneidet. Alle dieſe Walzwerke liegen vor einander und die Arbeit wird mit großer Schnelligkeit ausgeführt.

Zu Stourbridge erhält das Materialeiſen zum Schneidwerksbetrieb ſtets zwei Hitzen. Nach der zweiten wird das Paquet ausgewalzt, mit der Scheere zerſchnitten und die Plettinen gelangen ſogleich zu dem Schneidwerk. Beim Ausrecken wendet man eine beſondere Sorgfalt an. Wenn der Stab bereits durch zwei Cannelü-

ren gegangen und 2 oder 3 Fuß lang iſt, ſo kommt er noch zwiſchen eine große und ſehr dünne Cannelüre, ſo daß er auf der flachen Seite liegt und daß die Breitendimenſion eine ſenkrechte Stellung hat. Dieſe Cannelüre beſteht aus zwei einſpringenden Cannelüren, von denen in jeder Walze eine vorhanden iſt. Der Stab gelangt darauf in eine letzte Cannelüre, dann zwiſchen Glattwalzen und zuletzt zum Schneidwerke.

Bei den Schneid- und bei den Blechwerken fallen viele *rauhe Enden und Abſchnitzel*. Man ſchweißt dieſelben in einem kleinen, eigenthümlichen Flammofen aus, auf deſſen Heerd man ſie, ohne weitere Vorſicht, mit der Schaufel aufträgt. Die Eiſenſtücken und Schnitzeln ſchmelzen zu einer Maſſe zuſammen, welche unter dem Hammer gezängt und dann zu Stäben ausgewalzt wird, die von vorzüglicher Beſchaffenheit ſind.

Die von dem Beſchneiden der fertig gewalzten Stäbe herrührenden rauhen Enden werden in einem den Puddelöfen ähnlichen Ofen zuſammengeſchweißt, mittelſt der Brechſtange zu einem Klumpen vereinigt und unter Hammer und Walzen weiter verarbeitet. Der Heerd des Ofens muß aus Sand beſtehen. — Man kann die Enden auch ſogleich zu Paqueten zuſammenlegen, mit Schneideeiſen vereinigen und in einem Schweißofen zuſammenſchweißen. Auf dieſe Weiſe iſt der Abgang geringer, allein das gewonnene Eiſen iſt weniger gut, als wenn man einen Klump bildet. — Man fabricirt aus den Enden der Stäbe und den Blechabſchnitten entweder ſehr gutes Stabeiſen, oder weiches Schmiedeeiſen, oder feine Reckeiſenſorten. Zu dem letztern walzt man es in etwas ovalen Kalibern unmittelbar zu Kolben (billets) von 1½ Zoll Stärke aus.

In Wales wird das Eiſen eben ſo gut wie in Staffhordſhire ausgeſchweißt. In einigen Hütten kommen die Paquete zwiſchen Präparirwalzen, die erſt zwei große rechteckige Kaliber mit abgerundeten Ecken und dann ovale Kaliber wie gewöhnlich haben. Von dieſen kommen die Stäbe unmittelbar zu den Vollendungswalzen.

Zu Bradford in Yorkſhire, wo man ein ſehr geſchätztes Eiſen producirt, iſt das Verfahren folgendes: Man fabricirt hauptſächlich zwei Eiſenſorten. Zu beiden wird daſſelbe Feineiſen benutzt. Bei der Fabrikation der zweiten, weniger theuren Sorte verfährt man alſo: Das Feineiſen wird in Stücken von 2 bis 3 Pfd. in den Puddelofen geworfen und zwar 2½ Cntr. auf einmal. Nachdem der Ofen geladen iſt, wozu 5 Minuten erforderlich ſind, bedeckt man den Roſt mit Steinkohlen, verſchließt das Schürloch und die Arbeitsthür und öffnet das Regiſter. Nach 15 Minuten rührt man die Roheiſenſtücke um, verſchließt das Regiſter, reinigt den Roſt und wirft friſches Brennmaterial darauf. 10 Minuten ſpäter gießt man ein Bierglas voll Waſſer in den Ofen und nach weitern 5 Minuten iſt das der Brücke am nächſten liegende Feineiſen faſt geſchmolzen,

während das andere zu ſchmelzen anfängt. Nachdem das Metall umgerührt, eine neue Quantität Waſſer zugegoſſen und der Roſt mit Brennmaterial bedeckt worden iſt, verſchließt man das Regiſter faſt gänzlich. 5 Minuten ſpäter iſt faſt alles Feineiſen geſchmolzen, man rührt es um, gießt von Zeit zu Zeit etwas Waſſer darauf und vereinigt es mittelſt einer geraden und einer vorn gekrümmten Brechſtange, welche beide eine breite Schärfe haben, zu einem Klumpen. — Die krumme Brechſtange wird zum Zuſammenziehen, Wenden des Eiſens auf der Seite der Arbeitsthür und die gerade zum Zurückſtoßen derſelben angewendet. Die Arbeitsthür iſt dabei geſchloſſen und die Gezähe werden durch die unten in derſelben angebrachte Oeffnung in den Ofen geführt. 40 Minuten nach dem Anfang des Betriebs iſt der größte Theil des Feineiſens geſchmolzen, der Puddler arbeitet unaufhörlich in dem Ofen und der Gehilfe gießt jede Minute Waſſer hinein. 5 Minuten ſpäter iſt das Ganze flüſſig und nimmt das Anſehen eines trocknenden Schlamms an, der, wenn man ihn umrührt, zerkrümelt und faſt zu Pulver wird. Weitere 5 Minuten darauf feuert der Arbeiter und ſucht mit der geraden Brechſtange die Materie von dem Heerd abzulöſen und 5 Minuten darauf beginnt er wieder zu arbeiten, d. h. die Maſſe abwechſelnd mit der einen oder der andern Brechſtange umzurühren, öffnet das Regiſter etwas und wirft Kohlen auf den Roſt. Eine Stunde nach Anfang des Proceſſes wird das Regiſter mehr geöffnet und 5 Minuten darauf öffnet man auch die Arbeitsthür und wirft 7 bis 8 Pfund altes Eiſen auf die Maſſe, verſchließt die Thür ſogleich wieder und der Puddler fährt fort, auf dem Heerde zu arbeiten. 1 Stunde und 15 Minuten nach dem Anfange des Betriebs iſt die Maſſe teigig, man verſchließt das Schauloch in der Arbeitsthür und auch das Regiſter etwas, worauf das Eiſen in eine ſtarke Weißgluth gelangt. Der Puddler macht alsdann die Klumpen oder Luppen, wie gewöhnlich; es ſind gewöhnlich vier, die nach einander gezängt werden. Nachdem man die letzte herausgenommen hat, wird eine Schaufel voll Sand in den Ofen geworfen, der Heerd mit der gekrümmten Brechſtange abgekratzt und mit dem Sande wiederum geebnet. 1 Stunde und 35 Minuten nach der Ladung feuert man vom Neuen und öffnet das Regiſter und verſchließt die Arbeitsthür genau, um nach 5 Minuten wiederum Feineiſen einzutragen.

Die Zängehämmer wiegen 3 Tonnen. — Die Klumpen oder Luppen zur Fabrikation der geringern Eiſenſorten werden zu Prismen reducirt, die, nachdem ſie in zwei zerhauen ſind, in einem Schweißofen weißglühend gemacht werden, indem ſie $\frac{3}{4}$ bis 1 Stunde in demſelben bleiben. Darauf werden ſie zwiſchen den Präparirwalzen zu ſtarken und kurzen Stäben ausgewalzt, welche nochmals weißglühend gemacht werden und dann zu den Vollendungs- oder Stabeiſenwalzen gelangen.

Will man eine beſſere Eiſenſorte fabriciren, ſo werden die Luppen in faſt runde Platten von 10 bis 12 Zoll Durchmeſſer und 1 Zoll Stärke gezängt und dieſelben unter einer Art Ramme in Stücken von 2 bis 3 Pfd. Schwere zerſchlagen. Das Metall iſt auf dem Bruch großblätterig und hat faſt die Farbe des Roheiſens. Man theilt die Stücken in zwei Haufen, von denen der eine die grobkörnigen und die ſchlecht-, der andere die beſſer gefriſchten Stücke enthält. Man fabricirt zwei Eiſenſorten aus dieſem verſchiedenen Material.

Aus den Stücken bildet man Paquete von 50 bis 60 Pfund, deren man vier auf einmal in den Schweißofen bringt. Man zängt ſie vom Neuen unter dem großen Hammer und verwandelt ſie in 2 bis 3 Fuß lange und 3 Zoll ſtarke vierſeitige Prismen. Dieſe Kolben werden wieder warm gemacht und zu groben Stäben ausgewalzt, die man entweder ganz läßt, oder in zwei Stücken zerſchneidet, je nachdem man ſtärkeres oder ſchwächeres Stabeiſen fabriciren will. Man glüht die Stäbe abermals und walzt ſie dann zu den verlangten Dimenſionen aus. Endlich werden die Stäbe in einer Art von Blechglühofen nochmals rothglühend gemacht und unter einem Hammer mit ebener Bahn gerade gerichtet.

Zum Blech wendet man in Yorkſhire das beſte Eiſen an und ſtellt das Material nicht zwiſchen Walzen, ſondern unter dem Hammer dar und zwar in der Geſtalt von Platten, die verſchieden groß ſind und zu verſchieden großen Blechtafeln ausgewalzt werden.

Es bleibt uns nun noch übrig, einige allgemeine Bemerkungen über die Anlage der Hütten in England zu machen. — Da in den meiſten Fällen Brennmaterial, Erz und zuweilen auch feuerſte Steine und feuerfeſter Thon in einer Grube gewonnen werden, ſo legt man die Hohöfen ſo nahe als möglich an die Mündungen der Förderſchächte und Förderſtollen. Hin und wieder ſind dieſe letztern mit der Hohofengicht durch kleine Eiſenbahnen in Verbindung geſetzt. In Staffordſhire liegen aber die meiſten Hohöfen in einer ebenen Gegend und man gelangt daher durch eine geneigte Ebene zu der Gicht. Die Verkoakung und die Erzröſtung werden alsdann ſo nahe als möglich an dem untern Ende der Bahn vorgenommen. In Wales liegen dagegen die Hohöfen häufig an dem Abhange von Hügeln und da die Erze in verſchloſſenen Räumen geröſtet werden, ſo legt man die Röſtöfen hinter der Gicht, etwas den Hügel aufwärts, auf einer Fläche an, die man ſo eben als möglich macht und auf welcher auch die Verkoakungshaufen errichtet werden. Die Gebläſe ſind in einem beſondern Gebäude vorhanden und der Wind wird den Oefen durch Röhren zugeführt, die unter denſelben durch und um dieſelben herum gehen. Vor den Arbeitsgewölben der Hohöfen iſt ein Gebäude vorhanden. Jedoch verweiſen wir auf das ſchon im Verlauf des Obigen Geſagte.

Die gewöhnliche Einrichtung einer Engliſchen Stabeiſenfabrik erkennt man aus den Figg. 20—22, Taf. 36. Fig. 20 iſt ein Grundriß von einer Stabeiſenfabrik, deren Maſchinen durch ein großes Waſſerrad in Bewegung geſetzt werden und Fig. 21 iſt der Seitenaufriß und Durchſchnitt nach **AB**, Fig. 20. — **A** auf Fig. 20 bezeichnen die Puddel-, **B** die Schweiß- und **C** die Blechglühöfen; **a** iſt der Stirnhammer, **b** ſind die Präparir-, **c** die Stabeiſen- und d die Blechwalzwerke; **e** iſt die Scheere. — Auf Fig. 22 werden die Maſchinen durch eine Dampfmaſchine bewegt. **A** iſt der Keſſel, **B** der Cylinder, **C** der Hammer, **D** die Walzen, **E** die Kurbel zur Bewegung der Maſchinerie durch die Kurbelſtange der Dampfmaſchine. Die Waſſerräder findet man gewöhnlich in Wales, wo an manchem Punkte bedeutende Flüſſe mit ſtarkem Gefälle vorhanden ſind. Das große Stirnrad iſt entweder, wie auf Fig. 20, in der Mitte, oder an der Seite angebracht; letztere Einrichtung wird vorgezogen, jedoch iſt die Bewegung durch ein Waſſerrad nie recht gleichförmig.

Wir müſſen nun ferner einige Bemerkungen über verſchiedene Zuſchläge machen, die neuerlich hauptſächlich beim Puddel- aber auch beim Heerdfriſchen angewandt worden ſind. So hat ſich namentlich ein Gemenge aus Braunſtein, Kochſalz und Thon, welches zuerſt von Schafhäutl vorgeſchlagen wurde, durch mehrere, vorzüglich in Baiern angeſtellte Verſuche bewährt. Jedoch hatte hatte man dieſe Hilfsmittel ſchon früher einzeln angewendet.

Lambert (ſiehe Erdmann's Journal, 1. Reihe. Bd. 9. S. 325) wendete als Zuſchlag 15 Pfd. eines Gemengs aus 2 Th. Kochſalz und 1 Th. Potaſche auf 2000 Pfd. Roheiſen an. Der Gebrauch des Kochſalzes allein gab Alex (ſiehe ebendaſelbſt) kein befriedigendes Reſultat. Das Einſtreuen des Thons bei dem Eiſenausſchmieden wurde ſchon ſeit längerer Zeit in Friſchhämmern hie und da ausgeübt.

Schafhäutl, welcher für ſeine Erfindung ein Patent in England nahm, ſchreibt, um vorzüglich durch ſeinen Zuſchlag aus ſchlechtem Roheiſen gutes zu erzeugen, das Gemenge aus 120 Gewichtstheilen Kochſalz, 56 Th. Braunſtein und 20 Th. Töpferthon vor. Auf $3\frac{1}{4}$ Centr. Roheiſen ſoll man 6 Pfd. 4 Loth des Gemengs in 10—12 Doſen nach und nach bei dem Puddeln eintragen *). Auf mehreren Baieriſchen Eiſenwerken hat dieſer Zuſchlag ſehr gute Dienſte geleiſtet und verdient bei dem Verfriſchen von kalt- und rothbrüchigem Eiſen Nachahmung.

Ganz neuerlich wurde wiederum (ſ. polytech. Centralblatt 1836 S. 192) das Einſtreuen des Salpeters empfohlen. Man ſoll auf $2\frac{1}{4}$ Ctr. Roheiſen von ſchlechter Art 1 Pfd. Salpeter, in 3 Theile

*) Polytechniſches Centralblatt, 1836, S. 170, 383, 1087.

getheilt, bei dem erſten und zweiten Rohaufbrechen und ſodann bei dem letzten Gaaraufbrechen einſtreuen. Es ſteht zu hoffen, das dieſes Salz wegen ſeiner oxydirenden und wegen der ſäureabſorbirenden Kraft ſeines Kaligehalts eine gute Wirkung hervorbringen werde. Sollte dabei auch etwas reducirtes Kalium an das Eiſen übergehen, ſo wird dies eher vortheilhaft als nachtheilig ſeyn, da nach Thénard das kaliumhaltige Eiſen weich und dehnbar iſt.

Die größte Aufmerkſamkeit verdient wohl des Engländers Mushet's, in Dingler's Journal Bd. 65 S. 443 mitgetheiltes Verfahren, das Friſchen mit einem Zuſchlage von reinen Oxydaterzen zu betreiben. Es iſt eigentlich eine Verbindung von Luppen- und gewöhnlichem Friſchen. Mushet hat ſich dabei der Eiſenerze von Dean in Glouceſterſhire (brush ores), nämlich Hydraterze, Brauneiſenſtein zu 60 Proz. und rother Eiſenſteine zu 60—65 Proz., auch wohl ärmerer Erze aus Lancaſterſhire zu 50 bis 60 Proz. Eiſengehalt, bedient.

Das zu puddelnde Roheiſen bedarf bei dieſem Proceſſe des ſonſt vorhergehenden Feinſchmelzens nicht. Die Quantität des zuzuſchlagenden Eiſenſteins richtet ſich nach der Beſchaffenheit des Roheiſens. Graues bedarf mehr, weißes weniger deſſelben. Im Durchſchnitt kann man $\frac{1}{11}$ des zu verfriſchenden Roheiſens rechnen. Das Verfahren ſelbſt iſt kürzlich folgendes:

Man ſchmelzt 450 Pfd. z. B. halbirtes Roheiſen wie gewöhnlich im Puddelofen ein. So wie das Eiſen im Aufbrechen iſt, werden 2 Pfd. Eiſenſteinpulver eingeſtreut und gut bis zu völliger Vermengung durch Umrühren eingearbeitet. Dadurch kühlt ſich die Maſſe etwas ab. Sie wird von Neuem erweicht und abermals mit 2 Pfd. Eiſenſteinpulver gemengt. Der Proceß wird ſo oft wiederholt, bis 40 Pfund Eiſenſteinpulver eingearbeitet. Nach vollbrachtem Zuſatze wird der Puddelproceß wie gewöhnlich fortgeſetzt. Auf dieſe Weiſe erhielt Mushet aus 21 bis 22¼ Ctr. Roheiſen 20 Ctr. Puddeleiſen. Es wird durch dieſes Verfahren mithin weit weniger Eiſen verbrannt, da der Graphit des Roheiſens weniger durch den Sauerſtoff der Luft als durch den des Eiſenoxyds zerſtört wird und weil zugleich Eiſenmetall aus dem Erze zu der Eiſenmaſſe tritt. Auf 450 Pfund Feineiſen ſind nur 30 Pfund Eiſenſtein nöthig. Man kann auch die 40 Pfund Eiſenſteinpulver mit 2½ Pfd. Kohlenſtaub vermengen, das Gemenge mit Waſſer anfeuchten und dann wird das Eiſenausbringen noch etwas größer. So z. B. brachte Mushet aus 20¼ Ctr. Feineiſen 20 Ctr. Eiſenſtäbe aus.

Für dieſe Vermengung des Eiſenſteins mit Kohle ſpricht jedoch nichts. Bei ſchlechterm Eiſen wäre wohl etwas Kalk oder Potaſche mit einzuſtreuen. Hoffentlich wird dieſer Proceß baldige Nachahmung finden. Der Vorgang bei demſelben läßt ſich mit dem des

56*

Fütterns des Hohofens, wo man Eiſenſteine zum Roheiſen in das Geſtell ſchiebt, vergleichen.

In der neuern Zeit ſteht man im Begriff, das Roheiſen durch die Friſchheerden und Hohöfen *entweichende Hitze* in Verbindung mit dem zugleich durchſtrömenden *Atmoſphärgas* weiß zu machen, d. i. wie es wohl hie und da durch Weißblaſen im Hohofen geſchah, es vor dem Friſchen graphitarmer zu erhalten. Zu Neuburg unweit Mariazell in Steyermark iſt dieſe Vorarbeit bereits über Friſchheerden ausgeführt und zu Waſſeralfingen wird man dieſelbe durch die Gichtenflamme in Ausübung bringen. Dieſe Methode wird mehr Vortheile als das Braten des Roheiſens zwiſchen Kohlen in beſondern Bratheerden bringen.

Endlich theilen wir noch folgende *allgemeine Bemerkungen über das Puddeln* von einem ſteyerſchen Hüttenmann, Hrn. *Peter Tunner*, mit, die wir aus dem polytechniſchen Centralblatt, 1839, S. 964 ꝛc. entlehnen. Die Abhandlung iſt eigentlich in beſonderer Beziehung auf Inneröſterreichs Eiſenfabrikation geſchrieben und führt zu dem Reſultate, daß das Puddeln auch für ſteyeriſches Roheiſen, wenigſtens für Zwecke, zu denen die Eigenſchaften gepuddelten Eiſens paſſen, empfehlenswerth und ausführbar ſey, daß man aber in Inneröſterreich, wegen Mangels an Kohlen und wegen der durch im Ganzen zu geringe Produktion ſehr großen Regiekoſten, nur unter beſondern Bedingungen im Preiſe mit England concurriren könne.

Die Qualität des Puddeleiſens iſt von der des Holzkohleneiſens in der Regel ſehr verſchieden und beinahe ohne Ausnahme pflegt man anzunehmen, daß das Puddeleiſen bei weitem das ſchlechtere ſey. Dieſe Vorſtellung iſt bei den meiſten unſerer Hüttenleute jedoch unrichtig zu allgemein aufgefaßt, da vieles Holzkohleneiſen von unſerer Heerdfriſcherei in mancher Beziehung nicht nur nicht beſſer, ſondern viel ſchlechter als das Puddeleiſen iſt. So wie unter dem Holzkohleneiſen, ſo auch unter dem Puddeleiſen ſind große Verſchiedenheiten in der Qualität. Rohbruch und Kaltbruch ſind Unarten, die bei beiden Gattungen vorkommen und durchaus nicht charakteriſtiſch für die eine oder die andere Gattung. Es iſt wahr, daß unter dem Engliſchen Stabeiſen, welches auf den Continent kommt, oft beide Unarten vorkommen, viel öfter als wir ſelbe bei unſerm Eiſen zu ſehen gewohnt ſind; allein da wir in England nur der Wohlfeilheit, nicht der Güte des Eiſens bei unſern Ankäufen nachgehen, ſo iſt dies nicht zu wundern. Wo die Engländer ein Stabeiſen brauchen, frei vom Roh- und Kaltbruche, da haben ſie es auch. Ein geringer Schwefelkiesgehalt, von dem ſelbſt die beſten Steinkohlen nicht ganz frei ſind, iſt in dieſer hohen Temperatur, wo nur die Flamme mit dem Eiſen in Berührung kommt, nicht merklich ſchädlich; daher wir auch nicht erwarten können, bei Holzflammenfeuerung ein beſſeres Eiſen zu er-

halten, als bei guten Steinkohlen. Der Rohbruch iſt eine Unart, die bei unſerm Holzkohleneiſen viel häufiger iſt als bei dem Puddeleiſen und dies iſt ein Umſtand, der dem Puddeleiſen zu vielen Zwecken den Vorzug einräumte. Dagegen iſt der Faulbruch viel häufiger beim Puddeleiſen. Rohbruch entſteht durch Einmengung nicht hinreichend gefriſchter Eiſentheile, Faulbruch durch eingemengtes verſchlacktes oder oxydirtes Eiſen, wie man beides auf der friſchen Bruchfläche ſolcher Eiſengattungen ſehen kann. Die den Rohbruch begründende Mengung iſt gewöhnlich in großen Parthieen vorhanden, ſo daß das Ganze dadurch ſehr ungleichartig wird und die ſo gewöhnliche Klage über die Ungleichartigkeit des Holzkohleneiſens, beſonders des Steyeriſchen, verurſacht, während die Mengung des Faulbruchs inniger iſt; oft in ſo kleinen Parthieen, daß man das oxydirte Eiſen kaum anders als in der dunkeln Färbung der Bruchfläche erkennen kann.

In dieſen beiden Unarten, die bei den beſſern Eiſengattungen nur in ſehr geringem Grade vorhanden ſind, liegt auch der Hauptunterſchied der beiden Stabeiſenſorten. Das gute Puddeleiſen iſt ein gleichförmiges, weiches Eiſen, mit ziemlich leichtem, meiſt faſerigen Bruch und kann aus gutartigem Roheiſen, bei fleißigem Durcharbeiten in der gehörigen Hitze im Puddelofen und hinreichender Hitze im Schweißofen, ſchon bei der gewöhnlichen Manipulation der Puddelwerke erhalten werden. Will man dagegen ein beſonders gutes, dichtes (oder wie der Engländer ſagt „körperliches") Stabeiſen für beſondere Zwecke, z. B. für Maſchinentheile, oder ein ſehr reines für Eiſendräthe oder Weißbleche darſtellen, ſo wird es nöthig, einige Zuſätze oder Abänderungen bei dem gewöhnlichen Verfahren zu machen. Alle dieſe Zuſätze oder Abänderungen haben nebſt dem möglichſt gleichförmigen Durchpuddeln, welches immer die erſte Bedingung für gutes Puddeleiſen bleibt, nur die Fortſchaffung der eingemengten Schlacke und des oxydirten Eiſens zum Ziele. Das gewöhnliche Mittel, das Eiſen freier von Schlacke und dichter zu machen, iſt eine Wiederholung des Schweißproceſſes und die Anwendung von ſchweren Hämmern vor dem Fertigwalzen. Bei großen Dimenſionen wird dabei natürlich ein Uebereinanderlegen des Eiſens zu einer Garbe (Paquet) nöthig. Solche Garben werden auch nöthig, wenn man bei nicht ganz tadelloſem Eiſen Sicherheit gegen Brüche erreichen will; ſo wird z. B. für alle Eiſenbahnſchienen der Engliſchen Bahnen eine zweimalige Gerbung zur Bedingung geſetzt. Für beſonders reine, ganze Eiſengattungen reicht man damit aber noch nicht aus, ſondern es muß ſchon im Puddelofen ein etwas abgeändertes Verfahren angewandt werden. Der Puddelofen ſelbſt wird im Heerde weiter und länger gemacht, Schlackenzuſätze werden vermieden, das Roheiſen in ganz fließenden Zuſtand gebracht u. ſ. w., was zwar die Arbeit verzögert, aber ein innigeres Durcharbeiten der Maſſe,

ſomit gleichförmiges vollkommnes Friſchen möglich macht und die Schlacke flüſſiger erhält, die dann durch ſchwere Hammerſchläge beſſer ausgedrückt wird. Wo es ſich endlich um beſonders gute, reine Schweißhitze handelt, wie z. B. beim Weißblecheiſen, da wird ſtatt des Flammſchweißofens ein ſogenanntes Hollowfeuer angewandt, welches ein Gebläſeofen mit einer oder mehrere Formen iſt, der mit Koaks bedient wird und wo die Eiſengarbe nicht mit dem Brennmaterial in Berührung kommt, ſondern frei über dieſem auf einer Stange unter dem niedern Gewölbe des Ofens ruht und ſo rund herum frei der reinen Hitze ausgeſetzt iſt.

Das Patentpulver von den Herren Böhm und Schafhäutl welches vor mehreren Jahren einiges Aufſehn machte, ſah Hr. Tunner nur auf einem einzigen Werk in England und auf zwei Werken in den Rheingegenden in Anwendung und ſelbſt da nur, wenn man ſchlechtes, beſonders kaltbrüchiges Roheiſen zu verpuddeln hatte, indem es gegen Kaltbruch wirklich auffallend einwirkt; auch wird behauptet, daß das Eiſen dadurch wirklich dichter würde. Indeſſen ſpricht die ſo geringe Anwendung dieſes Mittels, während es doch allgemein bekannt iſt, nicht ſehr lobend dafür. Noch weniger Anwendung hat bis jetzt das Patent von Mushet gefunden.

Da bei der Flammfriſcherei der Rohbruch leichter zu vermeiden iſt, als bei der Heerdfriſchung, der Rohbruch aber um ſo nachtheiliger wird, je unartiger das Roheiſen iſt (denn bei gutartigem Steyeriſchen Roheiſen iſt der Rohbruch nur Stablbruch, daher dieſes Eiſen oft recht hart und doch dabei nicht brüchig iſt), ſo folgt daraus, daß der Puddelproceß, bezüglich der Heerdfriſchung, für die Qualität des Stabeiſens um ſo zweckmäßiger ſeyn wird, je unartiger das Roheiſen iſt.

Die Urſache des Faulbruchs beim Puddeleiſen, ſo wie des Rohbruchs beim Holzkohleneiſen, liegt in der verſchiedenen Art des Friſchens und Zuſammenbringens des gefriſchten Eiſens zur ſoliden Eiſenmaſſe. Beim Puddeln iſt die ganze Eiſenmaſſe in einem flüſſigen Zuſtande; die oxydirende Flamme oxydirt das Eiſen mit ſeinen Beimengungen an der Oberfläche der geſchmolzenen Maſſe; da aber in dieſer Temperatur der Kohlenſtoff eine nähere Verwandtſchaft zum Sauerſtoff hat, wie das Eiſen, ſo verbindet ſich an den Berührungsſtellen des Roheiſens mit der Schlacke der Kohlenſtoff des Roheiſens mit dem Sauerſtoff des freien und zum Theil des gebundenen Eiſenoxyduls in der Schlacke; Kohlenoxydgas tritt an die Oberfläche, wird hier in der oxydirenden Flamme entzündet und verbrennt mit bläulichen Flämmchen zu Kohlenſäure, die mit dem Luftzuge fortgeht. Würde das ſich an der Oberfläche bildende oxydirte Eiſen und die gebildete Schlacke oder die in den Puddelofen eingetragene Schlacke und Sinter nicht mit der ganzen Eiſenmaſſe durchgerührt, ſo würde die Entkohlung des Roheiſens nur an der Oberfläche Statt finden,

eine Kruſte von Schmiedeeiſen unter der Schlackendecke entſtehen, die übrige Maſſe aber Roheiſen bleiben. Es iſt alſo ein gleichförmiges Durchrühren der Eiſenmaſſe mit Schlacke und oxydirtem Eiſen nothwendig, um alle Eiſentheile möglichſt gleichförmig mit dieſen entkohlenden Stoffen in Berührung zu bringen. Ferner iſt es auch nothwendig, alle Eiſentheile möglichſt gleichförmig nach einander an die Oberfläche zu bringen, weil ſelbe hierdurch wiederholt der Wirkſamkeit des freien Sauerſtoffs der Luft ausgeſetzt werden, wobei die fremden Beimengungen (als die erdigen Baſen, darunter beſonders Silicium) vollſtändiger mit oxydirt werden, als durch den gebundenen Sauerſtoff des Eiſenoxyduls geſchieht. Darin liegt die Urſache, warum die Friſchung ohne Schlackenzuſatz zwar langſamer, aber vollkommener und gleichförmiger geſchieht, auch die übrigen fremden Beſtandtheile außer dem Kohlenſtoff beſſer abgeſchieden werden und zum Durcheinandermengen mehr Zeit bleibt. Es iſt endlich auch nöthig, das Gemenge aus Eiſen und Schlacke immer gleichförmig an die Oberfläche zu bringen, weil es nur an der Oberfläche die nöthige Temperatur durch die Flamme bekommt,ohne welche das oxydirte Eiſen in der Schlacke nicht auf das Roheiſen einwirken kann. Aus dieſer letztern Urſache kann auch der Schlackenboden nicht viel auf die Entkohlung einwirken, denn die Temperatur iſt am Boden durch die Abkühlung der Bodenplatte zu niedrig. Das Eiſen, welches am Boden mitten in der Schlacke liegen bleibt, bleibt roh. Der Schlackenheerd hilft bei der Entkohlung nur in ſo fern, als er ſich auflöſt und mit in die Mengung der Maſſe tritt. Der urſprüngliche, beim Puddeln angewandte Sandheerd hat nur den Nachtheil, daß er einen Theil des oxydirten Eiſens feſtbindet und unwirkſam macht, während er ſelbſt zur Entkohlung auch nichts beiträgt — und daß er ſchädlich wird, wenn ſich Theile davon losreißen und mechaniſch mit einmengen, die dann im fertigen Stabeiſen ſichtbar und ſchädlich werden; übrigens aber iſt die Qualität des Puddeleiſens durch den erſt ſpäter eingeführten Schlackenheerd nicht verbeſſert worden — im Gegentheil durch die unflüſſigere Schlacke und den beſchleunigten Proceß eher verſchlechtert. Man wendet zur Erzeugung von reinem Eiſen ſogar gegenwärtig noch öfters den Sandheerd an, welches Verfahren nicht ſehr empfehlenswerth erſcheint. So wie der Friſchproceß einerſeits durch eine zu niedrige Temperatur ins Stocken gebracht wird, eben ſo wird er andererſeits durch eine zu hohe Temperatur verzögert, denn dann kann man die Mengung zwiſchen den entkohlenden Stoffen (Schlacken und freies oxydirtes Eiſen) und dem zu entkohlenden Roheiſen nicht gut vollbringen, daher das Friſchen dann nur an der Oberfläche des flüſſigen Eiſens vor ſich gehen kann. Es wird dabei verhältnißmäßig mit dem Kohlenſtoffe zwar ſehr viel der übrigen fremden Beſtandtheile oxydirt werden und deshalb thut man es wohl auch in man-

chen Fällen (ſo ſah Herr **Tunner**, daß man auf einem Weißblechwerke bei Pontypool das Roheiſen über eine Stunde in ganz flüſſigem Zuſtand im Puddelofen herumſpülte), aber für gewöhnliches Eiſen wird es des Zeit- und Materialienverluſts halber zu koſtſpielig.

Eine Temperatur, in der die Maſſe eine breiartige Conſiſtenz erhält, iſt der Entkohlung am förderlichſten. In dieſem *Zuſtande* kann die Mengung von entkohlenden und zu entkohlenden Stoffen am beſten geſchehen; dabei kommt die Maſſe dann durch das viele entſtehende Kohlenoxydgas in eine heftige Gährung, wodurch die Maſſe gleichſam ſelbſt zur innigen Mengung der entkohlenden und der zu entkohlenden Theile mithilft — man ſieht, wie dabei Eiſentheile in kleinen Körnern und Graupen in der Schlacke herumſchwimmen. So wie das Eiſen an Kohlenſtoff verliert, ſtrengflüſſiger wird, muß mit der Temperatur nachgerückt werden (um ſie im nöthigen Falle ſchnell wieder etwas zurückzuſetzen, hilft ſich der Puddler mit Waſſer oder kalter Schlacke) und wie der Punkt der Gaare eingetreten iſt, hört die beſondere Bewegung der Maſſe auf; es fängt das Eiſen an, ſich zuſammenzuballen, zu ſchweißen und die von überflüſſigem oxydirten Eiſen größtentheils befreite, leichtflüſſigere und in der erhöhten Temperatur dünnflüſſiger gemachte Schlacke ſetzt ſich durch die poröſe Eiſenmaſſe zu Boden. — Eiſen und Schlacke trennen ſich. Da es aber kaum denkbar iſt, daß bei dem anfangenden Zuſammenballen der gaar gewordenen Theile nicht andere minder gaare Theile eingepackt, umhüllt werden, ſo muß auch die ſich zu ballen beginnende Maſſe ſo lange als möglich und ſo klein als möglich durchgearbeitet werden, — dann wird die Maſſe in einzelne Parthieen abgetheilt, wie man es am bequemſten findet. Für große Eiſenmaſſen, z. B. für Amboßklumpen mit 3—5 Ctn., wird der ganze Einſatz zu Roheiſen, der am gewöhnlichſten 3½ bis 4 Ctnr. beträgt, zu einem Ballen oder einer Luppe zuſammengeballt. Man bringt im Puddelofen alſo die gaare Eiſenmaſſe in poröſe, ganz mit Schlacken durchdrungene Ballen, denen man zuletzt eine gute Schweißhitze zu geben hat, um die einzelnen Eiſentheile, aus denen dieſe Ballen beſtehen, dann unter einem ſchweren Hammer mit breiter Bahn einander zu nähern, zuſammen zu ſchweißen, während die dazwiſchen befindliche Schlacke herausgedrückt wird. Die ſo unter dem Puddelhammer geſchweißten Luppenſtücken, die unter den Puddelwalzen dann noch gewöhnlich zu den ſogenannten Rohſchienen ausgewalzt werden, ſind ein weiches Eiſen, das äußerlich mehr oder weniger Schalen und innerlich noch viel Ungänzen hat; nie wird es die Dichte eines guten Maſſels (Luppenſtücks) haben und eine neue Schweißhitze im Schweißofen iſt unerläßlich. Wenn nur Schlacke, nicht freies oxydirtes Eiſen eingemengt iſt, was von der richtigen Behandlung im Puddelofen abhängt, ſo kann

man durch gute Schweißhitzen dahin kommen, das Puddeleiſen völlig dicht und rein von Schlacke oder oxydirtem Eiſen zu machen; hat man es aber im Puddelofen überſehen, daß man das Eiſen zuletzt verbrannte, wodurch das gaare Eiſen an der Oberfläche oxydirt, nicht verſchlackt wird — dann iſt es auch vergebens, das höchſt ſtrengflüſſige Eiſenoxyd heraus zu bekommen, zu deſſen Reductionen in dem ganz entkohlten Puddeleiſen auch keine Gelegenheit mehr iſt. Alles Oxydiren des gaaren Eiſens zu vermeiden, iſt nicht wohl möglich. Wenn indeſſen nicht zu viel oxydirtes Eiſen gebildet wurde, ſo wird dieſes in Berührung mit flüſſiger Schlacke von ihr wieder aufgelöſt und mit ihr fortgeſchafft, daher es hierbei auch ſehr auf den Zuſtand der Schlacke ankommt.

Während im Puddelofen die Friſchung immer durch die ganze Maſſe ſucceſſiv vorwärts gehen ſoll und darnach immer zu ſtreben iſt, wird bei der Steyeriſchen und Kärntneriſchen Friſchmethode völlig jeder einzelne Eiſentropfen für ſich allein gaar gemacht und zu einem Ganzen zuſammengeſchmolzen, nicht geballt. Dabei iſt es aber nicht denkbar, daß ein Tropfen wie der andere, wenn er von der Roheiſengarbe abſchmilzt, dieſelbe Einwirkung des Winds und der Schlacke erfahren ſollte; es würde die Eiſenmaſſe deſſelben noch viel ungleichartiger ausfallen, als ſie wirklich iſt, wäre nicht meiſtens ein Theil des Friſcheiſens im flüſſigen Zuſtande, wodurch eine theilweiſe Ausgleichung ſtattfindet. Die flüſſige Eiſenmaſſe (das Dünneiſen) iſt mit Friſchſchlacke bedeckt, die auf erſtere natürlich mehr oder weniger einwirkt und zum größern Theile beſtimmt, wie das durchtröpfelnde und darunter befindliche Eiſen oder der Stahl ausfällt. Dabei ſpielt natürlich auch die Temperatur eine Hauptrolle, denn durch ſie, ſo wie durch die chemiſche Beſchaffenheit der Schlacke iſt die Einwirkung des Eiſenoxyduls der Schlacke auf den Kohlenſtoff des Eiſens bedingt. Das Dünneiſen nimmt die durch die Schlacke einſinkenden Eiſentropfen an der Oberfläche auf und erſtarrt am Boden und an den Seiten der ſogenannten Rein des Dachels (Doules). Von der Beſchaffenheit dieſes erſtarrten Eiſens hängt nothwendig die Beſchaffenheit des Dacheleiſens ab. So wie ſich das Dünneiſen durch allerlei Störungen und Ungleichheiten des Friſch- und Schmelzproceſſes ändert, ſo wird auch das Dacheleiſen lagenweiſe verändert werden müſſen. Je gaarer das Eiſen wird, deſto ſtrengflüſſiger wird es, deſto dickflüſſiger wird die Schlacke und deſto unvollkommener wird die Trennung zwiſchen Schlacke und Eiſen; es muß daher immer um ſo mehr Schlacke im Dacheleiſen enthalten ſeyn, je weicher es iſt (der Stahl iſt völlig reine Maſſe ohne Schlacke), aber nie wird es ſo porös und ſo ſehr von Schlacke durchdrungen ſeyn, als das Luppeneiſen des Puddelofens.

Wenn man die Gleichförmigkeit des Puddeleiſens mit der Reinheit des Holzkohleneiſens verbinden könnte, ſo müßte dies das beſte

Weichеiſen geben. — Dieſes dürfte dadurch zu erreichen ſeyn, daß man die gaaren Luppen vor Puddelöfen ſchnell in einem eigenen Heerd mit einer oder mehreren Formen zu einem Dachel niederſchmelzte; dabei könnte man im Puddelofen Braunkohlen anwenden und nur im Heerde die koſtſpieligen Holzkohlen.

## Gemiſchter Friſchproceß nach der Champagneſer Methode.

Holzkohlenroheiſen von mittelmäßiger Beſchaffenheit, aus welchem gern kaltbrüchiges Eiſen erfolgt, gibt ein beſſeres Produkt, wenn man es im Puddelofen bei Steinkohlen, als wenn man es im Heerde bei Holzkohlen verfriſcht. Das Weißmachen, welches bei Holzkohlenroheiſen überhaupt nicht erforderlich iſt, bleibt weg und das Verfahren beſchränkt ſich auf das Puddeln, Zängen, Gerben und Ausrecken. Auf dieſe Weiſe werden in Frankreich eine Menge von Hütten in den Departements der Ardennen, der Maas, der Moſel, der Nievre u. ſ. w. betrieben. Die Einrichtung einer Friſchhütte nach Engliſcher Art erfordert ſtets ein ſehr großes Anlagecapital, ſelbſt wenn man Wäſſerkräfte zur Bewegung der Walzwerke ꝛc. anwenden kann. Außerdem kann der Betrieb von Hütten dieſer Art nur dann vortheilhaft ſeyn, wenn er ſehr bedeutend iſt. Wäre man daher auf dieſe Methode beſchränkt, ſo müßten faſt alle kleinen Friſchhütten eingehen und nur die größern Werke könnten ſich halten. Auch hier hat die Nothwendigkeit eines ihrer Wunder gethan und die Gewerbe haben ein Verfahren mehr erhalten.

Obwohl die ſogenannte Champagneſer Friſchmethode nicht weſentlich von der Engliſchen abweicht, ſo iſt ſie doch eine ſehr verſchiedene Abänderung derſelben, deren Hauptzweck und bemerkenswertheſter Vorzug darin beſteht, daß ſie ohne große Koſten auf die alten Hütten angewendet werden kann. Man behält nämlich den Heerd mit Gebläſe bei, der in einen mit Steinkohlen betriebenen Schweißheerd verwandelt wird; man gebraucht auch fernerhin die Hämmer, allein zu dieſen älteren Vorrichtungen kommen ein oder mehrere Puddelöfen, je nachdem der Betrieb mehr oder weniger bedeutend iſt.

Da aber die Champagneſer Friſchmethode nur Steinkohlen verbraucht, ſo kann man alle die bei dem ältern Friſchhüttenbetrieb erforderlichen Holzkohlen zu anderen Zwecken und beſonders zur Roheiſenproduktion verwenden. Das Endreſultat der allgemeinen Anwendung des Syſtems, dieſer Zurückhaltung der Holzkohlen für die Roheiſenfabrikation, während die Stabeiſenfabrikation mit Hilfe der

Steinkohlen und zuweilen mit Hilfe des Torfs erfolgt, würde ſeyn: 1) eine ſehr merkliche (ſie kann doppelt ſeyn) Vermehrung der jährlich dargeſtellten Roheiſenmenge, indem man nur dieſelbe Holzkohlenmenge verbraucht; 2) eine allgemeine Verbeſſerung in der Qualität des Eiſens von mittlerer Güte; 3) endlich eine Verminderung in den Produktionskoſten des Stabeiſens von höherer Qualität, als das aus Koaksroheiſen erfolgte, ausgenommen an den Orten, wo die Steinkohlen zu theuer ſind, in welchem Falle die Champagneſer Methode nicht mehr anwendbar iſt.

Die Wichtigkeit der Methode für die Hütten vieler Gegenden, d. h. nämlich für die, wo die Holzkohlen theuer, die Steinkohlen aber zu mäßigen Preiſen zu erlangen ſind, iſt einleuchtend; weshalb wir hier einige nähere Bemerkungen darüber machen, indem wir uns wegen des Speciellen auf den zweiten Theil der praktiſchen Eiſenhüttenkunde von Walter de St. Ange und Le Blanc, welche der Herausgeber des vorliegenden Werks ins Deutſche überſetzt hat (Weimar, 1839), beziehen.

Uebrigens iſt die Champagneſer Friſchmethode nicht der erſte Verſuch eines gemiſchten Friſchproceſſes mit Holzkohlenroheiſen, bei welchem ein Theil der Holzkohlen durch Steinkohlen erſetzt und jene für den Hohofenbetrieb aufbewahrt werden. Ein gemiſchtes Verfahren, eine Zeit lang auf dem königl. Werke zu Rybnik in Oberſchleſien angewendet und auch zu Audincourt im Franzöſiſchen Doubs-Departement ausgeführt, aber am letztern Orte bald wieder aufgegeben, findet man in Karſtens Archiv, 1. Reihe, Bd. III. S. 107 ꝛc. beſchrieben.

Die Luppe wird mit Holzkohlen im Heerde gemacht und nur das Ausrecken der Kolben erfolgt bei Steinkohlen. Die Champagneſer Methode ſcheint daher in jeder Hinſicht Vorzüge vor der Rybniker zu haben, ſobald es ſich um das Verfriſchen von Roheiſen handelt, welches etwas kaltbrüchiges Eiſen gibt, wogegen dieſe vielleicht mit Vortheil auf ſehr gutes Roheiſen angewendet werden kann, deſſen Preis immer ſehr hoch iſt, da das Friſchen mit Holzkohlen die gute Beſchaffenheit deſſelben nicht verſchlechtert.

Die Champagneſer Friſchmethode, die ſtets bei Holzkohlen erblaſenes Roheiſen behandelt, beſteht aus drei Operationen: 1) Aus dem Verfriſchen des Roheiſens im Puddelofen (dem Puddelproceß), ohne vorhergehende Vorbereitung von jenem. Um aber Brennmaterial zu erſparen und um die Dauer dieſer erſten Operation abzukürzen, wird das Roheiſen vorher auf einem kleinen, auf dem des Puddelofens folgenden Heerde glühend gemacht. Dieſe Einrichtung der Puddelöfen mit einem Glühheerd iſt ſo allgemein, daß man ſie als charakteriſtiſch für die Champagneſer Methode anſehen kann, obwohl ſie derſelben nicht ausſchließlich angehört. Auch findet ein

Unterſchied bei den Oefen Statt, jedoch iſt er durchaus nicht weſentlich.

Der Champagneſer Puddelofen iſt in Fig. 15, Taf. 34, im ſenkrechten Durchſchnitt und in Fig. 16 im Grundriß nach der Linie AB, Fig. 15, dargeſtellt. Der Puddelheerd liegt dem Roſt am nächſten, der Glühheerd zum Vorwärmen des Roheiſens neben der Eſſe. M iſt das Schlackenloch. Die übrigen Theile des Ofens erklären ſich nach dem, was wir weiter oben über Puddelöfen geſagt haben, von ſelbſt.

Die durch den Friſchproceß dargeſtellten Luppen, welche kleiner als die in den Engliſchen Puddelöfen erlangten ſind, werden unter einem Hammer gezängt und abgedreht und heißen alsdann **Schirbel** (**fer massiau**), welche eine länglich viereckige Form haben. Es werden nun dieſe Schirbel entweder zu Stäben ausgereckt oder an Walzwerke verkauft, um mittelſt derſelben ausgereckt zu werden.

**Das Ausſchweißen der Schirbel, um ſie zu Stäben auszurecken.** Dieſe Operation erfolgt gewöhnlich und ohne große Nachtheile in einem Schweißheerde mit Gebläſe und bei Steinkohle. Dieſe Art des Schweißens iſt die einzige ausführbare, wenn man ſich der Hämmer zum Ausrecken der Stäbe bedient. Gebraucht man aber dazu Walzwerke, ſo müſſen die Schirbel in Schweißöfen mit Steinkohlenflammenfeuer gewärmt werden, indem alsdann jene den bedeutendern Bedarf an Eiſen nicht zu liefern vermögen.

Endlich **das Ausrecken**, welches immer unter dem Hammer geſchieht, wenn man den wirklichen Champagneſer Proceß befolgt. Man glaubt in den Hütten der obern Marne, daß das Schmieden einen gewiſſen Einfluß auf die Qualität des Stabeiſens ausübe und daß es in dieſer Beziehung den Vorzug vor dem Auswalzen habe.

In den alten Hütten, die jetzt nach der Champagneſer Methode betrieben werden, findet ſich ſtets neben einem Friſchheerde, der nun in einen Schweißheerd verwandelt wird, ein Hammerwerk und es iſt von Wichtigkeit, daſſelbe zu benutzen, indem meiſtentheils zu ſchwache Waſſerkräfte zum Betrieb eines Walzwerks vorhanden ſind.

Für jeden im Betrieb ſtehenden Puddelofen muß wenigſtens ein Schweißheerd vorhanden ſeyn und zuweilen reicht derſelbe nicht aus. Eben ſo müßte jedes Schweißfeuer einen Hammer haben, wenn die feinern Eiſenſorten nicht unter einem Reckhammer behandelt werden; jedoch gibt es gewöhnlich nur einen Hammer für zwei Feuer. Zweckmäßig iſt es, wenn eine Friſchhütte aus zwei Puddelöfen mit zwei Schweißheerden und zwei Hämmern, einem gewöhnlichen Aufwerfhammer zum Zängen und Abdrehen der Luppen und einem Schwanzhammer mit Vorgelege und Schwungrad zum Ausrecken der Stäbe beſteht.

Das, was wir über die Verbeſſerung des Eiſens bei Anwendung des neuen Verfahrens geſagt haben, bezieht ſich jedoch nur auf Roheiſen von mittelmäßiger Güte, welches nach der in vielen Hütten gemachten Erfahrung weit zweckmäßiger im Flammofen bei Steinkohle, als Holzkohlen in Heerden verfriſcht wird und auf dieſe Weiſe ein weit weniger brüchiges Eiſen gibt. Gutes Roheiſen gibt dagegen beim Verfriſchen im Heerd ein bei weitem beſſeres Stabeiſen, als im Puddelofen.

Auch hat man in dem letztern noch mit kleiner Roheiſenſorte ſogenanntes körniges oder zähes Eiſen fabriciren können. Dies iſt noch eine zu erwartende Vervollkommnung, um die bereits bedeutenden Vortheile des Verfriſchens von dem Roheiſen mit mineraliſchem Brennmaterial zu vervollſtändigen.

Das Puddeln des gewöhnlich weißhalbirten Roheiſens bei der Champagneſer Methode geſchieht in zwei Arten von Oefen, deren relative Vortheile wir weiter unten nachweiſen werden. Uebrigens haben ſie gewöhnlich ſämmtlich einen etwa 3 Fuß langen Heerd zwiſchen dem eigentlichen Puddelheerd und der Eſſe, auf welchem man das Roheiſen, ehe man es in den Puddelofen bringt, vorwärmt. Man verbindet mit Recht eine gewiſſe Wichtigkeit mit dieſer Einrichtung, mittelſt welcher die Hauptoperation etwas abgekürzt und folglich Steinkohle erſpart wird, welche in der Champagne nicht wohlfeil iſt, indem man ſie theils von Saarbrück, theils von Rive-de-Gier erhält.

Die eine Art der Oefen, die ſogenannten einfachen, ſind von den gewöhnlichen engliſchen Puddelöfen nicht verſchieden; ſie haben nur eine einzige Arbeitsthür und es kann nur ein Puddler auf 1 Mal darin arbeiten.— Der andere Ofen, den man den Champagneſer nennen kann und der auf Taf. 34, in den Figg. 15 und 16 abgebildet worden iſt, hat außer dem Wärmheerd und deſſen Thür zwei dem eigentlichen Ofen entſprechende Arbeitsthüren, durch welche zwei Puddler auf dem Heerd arbeiten können. Der letztere Ofen iſt länger als der erſtere und kann gewöhnlich 200 Kilogramm Roheiſen aufnehmen, wogegen jener nur mit 170 Kilogramm beſetzt werden kann.

Der Vortheil, zwei Arbeiter auf ein Mal puddeln laſſen zu können, liegt weniger in einer kleinen Kohlenerſparung wegen der beſchleunigten Operation, welche jedoch durch die höhern Arbeitslöhne ausgeglichen wird, ſondern daß das Umrühren oder Puddeln beſſer und gleichartiger geſchehen kann, ſo daß man (aus demſelben Roheiſen) ſtets ein beſſeres Produkt erhält, als bei dem einfachen Ofen. Außerdem kann das im Champagneſer Ofen gefriſchte Eiſen ſogleich (unter dem Hammer) ausgereckt werden, ohne daß eine weitere Schweißung oder ein Gerben erforderlich iſt, während bei dem in den

einfachen Oefen gewonnenen Eiſen dieſe Operation unerläßlich iſt, um eine gute Qualität deſſelben zu erlangen.

Bei den Doppelöfen dauert eine Operation mit 200 Kilogramm (etwa 4 Ctr.) Roheiſen etwa 1 — 1¼ Stunde; es ſind bei einem ſolchen 10 Arbeiter angelegt, die ſich alle 10 Stunden ablöſen. Der Eiſenabgang im Puddelofen beträgt etwa 10 Procent.

Das gaare Eiſen wird in mehr oder weniger kleine *Luppen (je nach der Schwere der Hämmer)* gebildet und dieſe werden zu Schirbeln gezängt und abgedreht. Das Ausſchweißen erfolgt in Heerden bei Steinkohlen, das Ausrecken zu Stäben geſchieht ſehr vortheilhaft unter Schwanzhämmern mit Vorgelege und Schwungrad, welche mit geringen Betriebskräften ſehr ſchnell arbeiten. Der Eiſenabgang in den Schweißheerden beträgt zuweilen nur 15, zuweilen aber auch 22—25 Procent.

Wir wollen unſere Betrachtungen über die Champagneſer Friſchmethode mit einigen Bemerkungen über deren mögliche Vervollkommnungen beſchließen.

Der erſte zu betrachtende Gegenſtand iſt der oft ſehr bedeutende Eiſenabgang in den Schweißheerden. Ein Theil des Eiſens verbrennt, ein anderer Theil trennt ſich metalliſch von den zu ſchweißenden Stücken welches man mit dem Schwahl und den Schlacken aus dem Heerde nimmt und vorpuddelt. Vielleicht iſt dieſer Verluſt an metalliſchem Eiſen eine Folge davon, daß die Schirbel nicht gehörig abgedreht und das Eiſen gehörig dicht geworden iſt, welches dadurch Wahrſcheinlichkeit erlangt, daß die an Walzwerke verkauften Schirbel, welche in Flammöfen die Schweißhitze erlangen, einen ſehr verſchiedenartigen Abgang erleiden. Es iſt daher von Wichtigkeit, Verſuche anzuſtellen, um den Abgang in den Schweißheerden möglichſt zu vermindern.

In einigen Hütten der Champagne hat man ein Gewölbe über den Schweißheerd geſchlagen, und die zu ſchweißenden Schirbel werden in einer Art von Fuchs, der die Flamme nach einer ſeitwärts liegenden Eſſe leitet, gelegt und erhalten dort eine vorläufige Hitze. Ohne Zweifel würde es ſehr zweckmäßig ſeyn, mit dem Schweißheerd einen Glühofen zu verbinden, ſo wie wir ihn weiter oben beſchrieben und abgebildet haben; es würde auch nicht minder zweckmäßig ſeyn, die dem Heerde zuzuführende Gebläſeluft vorher zu erhitzen, wodurch Zeit und Brennmaterial erſpart und der Eiſenabgang vermindert wird. Ob es endlich nicht auch zweckmäßig ſeyn würde, zwei etwas erweiterte neben einander liegende Formen anzuwenden, um das Glühen zu fördern, müſſen Verſuche näher nachweiſen.

# Vierter Abſchnitt.

## Von der Stahlfabrikation.

### Cementſtahlfabrikation in Sheffield in Yorkſhire *).

Bekanntlich beſteht die Cement- oder Brennſtahlfabrikation in einem Glühen des Eiſens in Berührung mit Kohle, eine gewiſſe Zeit lang und unter gewiſſen Vorſichtsmaasregeln. Nicht alle Eiſenſorten cementiren ſich gleich gut; das in mit Steinkohlen gefeuerten Oefen dargeſtellte Eiſen cementirt ſo unvollkommen, daß man ſelbſt in England nur bei Holzkohlen erhaltenes Eiſen cementirt und ſelbſt unter dieſem letztern gibt es nur einige Sorten, die einen vorzüglichen Stahl geben.

Von dem Franzöſiſchen Eiſen kann nur das aus dem Departements der Ariège, der obern Saône und der Vogeſen zu Stahl benutzt werden; bei weitem beſſer aber iſt das Schwediſche und Ruſſiſche, beſonders erſteres, von dem man auch eine gewiſſe Quantität nach Frankreich einführt. In England verbraucht man nur Schwediſches Eiſen zu dem Cementſtahl und in Folge alter Contrakte mit Schwediſchen Eiſenhüttenbeſitzern werden jährlich etwa 17000 Tonnen des beſten, beſonders des berühmten Dannemorneiſens nach England eingeführt, ſo daß von dem letztern (welches das Zeichen L führt) nichts nach Frankreich gelangen kann.

Wir geben zuvörderſt die Beſchreibung eines Sheffielder Stahlcementirofens, der in den Figg. 20, 21 und 22, Taf. 35, abgebildet worden iſt. Er iſt viereckig, mit einem Kreuzgewölbe bedeckt und enthält zwei Kaſten, die aus feſten Ziegeln beſtehen **). Dieſe Kaſten ſind im Lichten 2½ F. breit, 3 F. tief und 12 F. lang (Engliſches Maas). Sie liegen zu beiden Seiten des Roſts AB (Fig. 21); letzterer nimmt die ganze Länge des Ofens ein, die 13 bis 14 Fuß beträgt; ſie iſt 14 Zoll breit und liegt 10 bis 12 Zoll unter dem Boden der Kaſten. Der Schlußſtein des Gewölbes liegt 5½ F. über den Kaſten. Der Boden derſelben liegt faſt im Niveau der Hüttenſohle, ſo daß man die Stäbe, welche die Ladung der Käſten bilden, nicht hoch zu heben braucht.

Die Flamme erhebt ſich zwiſchen den beiden Kaſten und geht unter und um dieſelben weg, wozu die horizontalen und ſenkrechten

*) Voyage métallurgique, II. 698 etc.

**) Zuweilen beſtehen die Cementirkaſten auch aus feuerfeſtem Sandſtein.

Digitized by Google

Kanäle d (Fig. 20, 21 und 23) dienen; ſie entweicht durch eine Oeffnung H in der Mitte des Gewölbes aus dem Ofen, ſo wie auch durch die Oeffnungen t, welche mit den Eſſen in den Ecken in Verbindung ſtehen. Einige Oefen haben noch mehrere rings um das Gemäuer ſymmetriſch vertheilte Eſſen; bei andern ſind die Mauern mit Zuglöchern verſehen, welche man während des Feuerns verſchließt und zum Abkühlen öffnet.

Der ganze Ofen ſteht unter einem großen, 25 oder 30 Fuß hohen und oben offenen Kegel von Ziegelſteinen; derſelbe verſtärkt den Zug, regulirt ihn und führt den Rauch aus der Hütte ab.

Der Ofen hat drei Thüren: zwei T (Fig. 21) über den Kaſten dienen zum Eintragen und Herausnehmen der Stäbe; ſie ſind 7 oder 8 Zoll im Quadrat weit. Man legt in eine jede derſelben ein Stück Blech, welches an den Rändern umgebogen iſt und auf dem man die Stäbe ſchieben kann, ohne daß ſie die Mauer beſchädigen. Ein Arbeiter begibt ſich durch die mittlere Thür P in den Ofen, um die Stäbe zu ordnen; durch die Oeffnungen S, Fig. 20, in den Wänden der Kaſten, zieht man die Probeſtangen heraus.

Die Stäbe werden ſchichtweis mit pulveriſirten Holzkohlen in die Cementirkäſten gelegt. Sie ſind ungefähr 3 Zoll breit und 4 Linien ſtark. Man darf ſie nicht zu nah an einander legen, damit ſie nicht zuſammenſchweißen. Die letzte Schicht, mit welcher man die Füllung des Kaſtens vollendet, beſteht aus Thon und iſt 4 oder 5 Zoll ſtark.

Man feuert den Ofen nach und nach; die ſtärkſte Hitze findet erſt nach acht oder neun Tagen Statt. Die Abkühlung, welche auch nur ſtufenweis erfolgen darf, dauert fünf oder ſechs Tage und der ganze Proceß achtzehn bis zwanzig Tage und zuweilen ſogar mehr, je nach der Beſchaffenheit des zu fabricirenden Stahls. Man verbraucht in dieſer Zeit etwa 13 Tonnen Steinkohlen.

Es iſt ſehr wichtig, daß die Abkühlung ſtufenweis erfolge, damit die Kryſtalliſation auch nach und nach bewirkt werden kann und je nachdem die Abkühlung ſchneller oder langſamer iſt, iſt auch das Korn des Stahls verſchieden. — Eine grobe und weiße Kryſtalliſation bezeichnet einen leichtflüſſigen Stahl.

Wenn die Stäbe aus dem Ofen genommen werden, ſo ſucht man ſie aus. Ein Theil derſelben kommt in den Handel, ein anderer Theil, der ſogenannte Blaſenſtahl (blistered steel), wird weitern Proceſſen unterworfen.

Zuweilen werden die Stäbe geſchmiedet, wodurch der Stahl Kohlenſtoff verliert, ſchweißbar wird, aber ſich nicht gut härten läßt. Er nähert ſich mehr der Beſchaffenheit des Schmelzſtahls und man wendet ihn unter denſelben Umſtänden wie dieſen an.

In der Fabrik der Herren Garrigou und Maſſeret zu Toulouſe haben die Oefen zwei Etagen; in der untern ſind zwei große Käſten vorhanden, während in der obern nur einer iſt. Nachdem die Flamme die untern Käſten erhitzt hat, erhitzt ſie auch die obern. Der Brennmaterialienverbrauch dieſer Oefen iſt geringer, als der der Engliſchen. Der gewonnene Stahl hat einen verſchiedenen Kohlengehalt und daher verſchiedene Beſchaffenheit und zerfällt in vier Sorten.

## Gußſtahlfabrikation in England.

Der Gußſtahl wird aus Cementſtahl bereitet; man zerſchlägt denſelben in Stücken und legt dieſe in einen Thontiegel, den man in einem gewöhnlichen Windofen glühend macht. Zuweilen ſchmilzt man auch alten Stahl, wie Feilen, zerbrochene Raſirmeſſer ꝛc. — Die Schmelzung des Cementſtahls hat den Zweck, ihm eine gleichartige Zuſammenſetzung und eine Feinheit des Korns zu ertheilen, die er durch die Cementation ſelbſt bei der größten angewendeten Sorgfalt nicht erlangt. Der Schmelzofen iſt 16 Zoll im Quadrat weit und 2 Fuß tief; man bildet ihn an ſeinem obern Theile mit einem Plateau, welches aus Ziegelſteinen beſteht, die in einem eiſernen Rahm eingeſchloſſen ſind. — Man legt gewöhnlich mehrere von dieſen Oefen an eine Mauer, neben welcher ſich eine große Eſſe erhebt. Der obere Theil dieſer Oefen liegt in gleichem Niveau mit dem Boden der Fabrik und ſie haben als gemeinſchaftlichen Aſchenfall eine große Höhlung von etwa 10 Fuß Höhe.

Die Tiegel beſtehen aus feuerfeſtem Thon von Stourbridge in Staffordſhire. Sie ſind 16—18 Zoll tief, 6—8 Zoll weit und 1 Zoll ſtark. Der Thon wird zu dem Ende mit den Füßen durchgeknetet *) und wenn er gleichartig geworden iſt, ſo macht man prismatiſche Kuchen davon. Darauf ſetzt man die gußeiſerne Form C, Fig. 28, Taf. 35, welche an beiden Enden offen iſt, auf eine Platte D, die am Boden der Werkſtatt befeſtigt iſt und wirft den Thonkuchen B hinein. Iſt dies geſchehen, ſo nimmt man den koniſchen hölzernen Stempel E, der mit einem Griff F verſehen iſt, überſtreicht ihn mittelſt eines Pinſels mit Oel und ſetzt ihn ſo auf den Thon in der Form, daß ſeine Axe mit der dieſer letztern zuſammenfällt. Man treibt ihn nun mit Hammerſchlägen hinein, ſo daß ſich der Thon in dem Raume zwiſchen dem Stempel und der Form erhebt, bis daß er über dem Rand einen Wulſt bildet, den man mit dem Meſſer wegſchneidet und den Tiegel ſammt dem Stempel heraushebt. Der Tiegel wird nun ſehr langſam, erſt in einer all-

*) In England fertigt man Tiegel aus 2 Theilen Stourbridgethon und 1 Theil Koakspulver an, die 16 Schmelzungen aushalten können.

mählig ſtärker erhitzten Stube und dann über den Schmelzöfen auf ein Geſtell geſtellt, getrocknet. Endlich wird er in einen Ofen geſtellt, mit kleinen Koaks umgeben und ſtark rothglühend gemacht.

Man ſetzt 30—40 Pfund auf ein Mal in einen Tiegel und wenn die Schmelzung erfolgt iſt, ſo füllt der Stahl ungefähr die Hälfte des Tiegels aus, der mit einem Deckel verſchloſſen wird und nur drei Schmelzungen aushalten kann. Man verbrennt nur ganz ſchwere Koaks und gibt den im Ofen dargeſtellten den Vorzug. Die Menge des Brennmaterialienverbrauchs können wir nicht angeben; in Frankreich ſind zu 100 Pfd. Stahl etwa 9—12 Kubikfuß Koak erforderlich.

Man gießt den Stahl in eiſerne Eingüſſe, ſo daß er die Form von quadratiſchen Stäben erhält, die 30—40 Pfd. wiegen; denn ein Abgang findet bei der Operation nicht Statt.

Die Stäbe werden ausgeſchmiedet oder ausgewalzt. Soll er zu Meſſerſchmiedsarbeiten oder zu Inſtrumenten angewendet werden, ſo ſchmiedet man ihn immer aus. Sägenblätter werden gewöhnlich zwiſchen Hartwalzen ausgewalzt.

Gewöhnlich iſt der gewalzte Stahl minder hart und dicht, als der geſchmiedete. Da der Gußſtahl, ohne ſeine Eigenſchaften zu beeinträchtigen, nicht ſehr ſtark geglüht werden kann, ſo läßt er ſich weit ſchwieriger mit dem Eiſen zuſammenſchweißen, als der Cementſtahl. Man muß daher das Eiſen ſchweißwarm, den Stahl aber nur rothglühend machen und indem man dieſen auf jenes legt, beide auf einem Ambos mit leichten Schlägen ſchnell hämmern. Das Schmieden des Gußſtahls geſchieht in England nur in der Kirſchrothhitze. In Sheffield fabricirt man auch vielen Draht aus Gußſtahl.

Wir theilen nun hier noch aus den „Mittheilungen des Handverſchen Gewerbvereins," Lief. 19, S. 553 ꝛc. eine ſpecielle Beſchreibung der **Gußſtahlfabrikation auf der Königl. Hanoverſchen Eiſenhütte bei Uslar im Solling**, nach einer Abhandlung des dortigen Hrn. Hüttenſchreibers und Betriebsbeamten **Werliſch**, mit.

Vier Gußſtahlſchmelzöfen mit eben ſo vielen Schloten, die in einen Mauerverband gebracht ſind, machen mit dem zugehörigen Temperofen die eigentliche Gußſtahlwerkſtätte aus.

Die Gußſtahlöfen gehören in die Kathegorie der Zugöfen; bei 3' Höhe, 2' Länge, 1½' Weite gibt jeder zwei Tiegeln hinreichenden Raum, ſo daß im Ganzen in acht Tiegeln zugleich geſchmolzen werden kann, was indeß bei dem jetzigen ſchwachen Betriebe nicht geſchieht. Unter jedem Ofen iſt ein Aſchenfall von 6¼' Tiefe, vor denen ſämmtlich ein gemeinſchaftlicher Zugkanal aufgemauert iſt, der nach Oſten und Weſten mündet und nach Gefallen geöffnet oder geſchloſſen werden kann und in welchen ein bedeutender Strom Waſ-

ſer zur ſchnellen Abkühlung der durchfallenden Cinder geleitet wird. Die Roſte der Gußſtahlöfen, aus einzelnen Stäben beſtehend, ſind beweglich und können nach Erforderniß enger oder weiter geſtellt, auch beim Reinigen des Ofens ganz ausgezogen werden. Zum Verſchluß der Gußſtahlöfen dienen Deckel von feuerfeſten Steinen, die in Stabeiſenrahmen eingemauert und feſtgeſchraubt ſind. Die Kommunikation jedes Ofens mit ſeinem Schlot iſt durch einen horizontalen Fuchskanal, der dicht unter dem Deckel mündet und einen Querſchnitt von 8″ Breite bei 6″ Höhe hat, hergeſtellt. Die Höhe der Schlote beträgt 40 Fuß, der Querſchnitt 10″ im Gevierte. Sowohl die Ofenſchächte als Fuchskanäle und die Hälfte der Schlote ſind mit feuerfeſten Steinen ausgemauert, welche aus Pfeifenthon mit Zuſatz von ⅔ gebrannten Thons derſelben Sorte geformt und ſtark gebrannt werden. Bei der außerordentlich großen Hitze, der die Ofenſchächte und Fuchskanäle ausgeſetzt ſind, müſſen dieſe Theile nach höchſtens drei Wochen anhaltendem Gebrauch erneuert werden, ſelbſt der unterſte Theil der Schlote bedarf von Zeit zu Zeit einer Reparatur.

Zum Gebrauch für zwei Gußſtahlöfen iſt der jetzige Temperofen, unter einer alten Eſſe ſtehend, 2′ Quadrat und 2′ hoch zur Aufnahme von vier Tiegeln eingerichtet; der Aſchenfall iſt nur 1′ hoch und ein Schlot findet ſich dabei nicht, weil nur eine hohe Rothglühhitze darin erzeugt werden ſoll. Erforderlichenfalls wird der Temperofen mit einem Hut von Blech bedeckt.

Außer dieſer Gußſtahlwerkſtätte und den in demſelben Hauſe befindlichen Räumen zum Trocknen und Aufbewahren der Tiegel iſt ein anderes geeignetes Lokal für die Tiegelbereitung und erſte Austrocknung eingerichtet, welches die zur Tiegelfabrikation erforderlichen Werkzeuge und mehrere Trockengerüſte, jedoch weiter keine bemerkenswerthe Vorrichtung enthält.

Zum Zerkleinern des gebrannten und rohen Thons dient ein Pochwerk mit drei Stempeln, wobei nur zu bemerken iſt, daß der Pochtrog eine gußeiſerne Ausfütterung hat.

Das Schmelzen des Gußſtahls geſchieht in feuerfeſten Schmelzgefäßen, deren Bereitung auf dem Werke ſelbſt unternommen wird.

Als Material dazu dient der nahe bei dem Dorfe Schoningen vorkommende ſogenannte Pfeifenthon, der indeß zu dieſem Zwecke ganz beſonders ausgewählt und durch Sortiren und Abputzen von allen Eiſenadern und Sand befreit wird. Der größte Theil dieſes Thons muß gebrannt werden und zu dieſem Zwecke formt man denſelben in viereckige Platten von etwa 8 bis 9 Zoll Seitenmaas, ⅝ bis ¾ Zoll Dicke (Charmotten), die nach gehöriger Austrocknung in einem Pfeifenbrennofen aufs Vollkommenſte gebrannt werden.

Nach dem Pochen der gebrannten Charmotten, bis zur Größe der Körner wie halbe Linſen und darunter, wird die Mengung mit

dem zu Mehl verwandelten, getrockneten rohen Thon und mit gepulverter Holzkohle dergeſtalt vorgenommen, daß 14 Theile gebrannter Thon, 9 Theile roher Thon und 6 Theile Holzkohle nach dem Gemäſe zuſammenkommen und möglichſt überall gleiche Färbung nach der Mengung erhalten. Bedeutende Quantitäten dieſes pulveriſirten und gemengten Materials werden in großen Käſten gleichmäßig mit Waſſer befeuchtet und nachdem die Feuchtigkeit gehörig durchzogen, mittelſt hölzerner Keulen durchgeſtampft, umgeſtochen und wieder geſtampft, bis die Anfeuchtung der ganzen Maſſe möglichſte Gleichförmigkeit erlangt hat und damit eine Konſiſtenz erreicht iſt, die eben das Ballen der Maſſe zuläßt, ohne ſich im Geringſten dem breiartigen Zuſtande zu nähern.

In große Klumpen abgetheilt, wird die Tiegelmaſſe etwa zwei Wochen hindurch in bedeckten Käſten aufbewahrt und mindeſtens allemal den zweiten Tag auf einer ſtandfeſten Bank mittelſt eines ½"□ haltenden Schlageiſens ſo durchgearbeitet, daß von dem Klumpen regelmäßige, ganz dünne Scheiben abgetrennt werden, bis deſſen Maſſe erſchöpft iſt.

Dieſe dünnen Scheiben werden nochmals in entgegengeſetzter Richtung durchgeſchlagen und dann, wieder in längliche Klumpen gedrückt, dem fernern Durchliegen und vollkommnern Durchdringen der Feuchtigkeit überlaſſen.

Iſt der Zweck ſchließlich noch durch die ſogenannten Wellen der Tiegelmaſſe mit der Hand (eine Procedur, die mit dem Kneten des Brodteigs Aehnlichkeit hat) befördert, ſo bleibt dann nur noch übrig, die in den Klumpen der Tiegelmaſſe etwa noch befindlichen Luftblaſen, durch kraftvolles Werfen kleiner Theile derſelben auf einen harten Körper, zu entfernen, wobei aufs Neue wieder Klumpen von ſolcher Größe, wie zu einem Tiegel erforderlich, gebildet werden, deren innige Verbindung durch ſtetes Rauchmachen der geworfenen Maſſe vor dem nächſten Werfen herzuſtellen iſt.

Nun wird von der Tiegelmaſſe die zu einem Tiegel erforderliche Quantität durchs Gewicht ermittelt, etwas koniſch geformt und der Tiegelform übergeben. Die Vorrichtung zum Preſſen der Tiegel beſteht aus zwei Theilen, nämlich aus der äußern Hülle, Tiegelform genannt und aus dem ſogenannten Mönch, der ganz der innern, länglich eirunden Form des Tiegels entſpricht und mit dem Rand am obern Theile ſich genau in die Tiegelform einſchließt. Für die Tiegelform, welche aus Gußeiſen beſteht und deren Boden beweglich iſt, wählt man eine feſte Unterlage auf einem Holzblocke, mit dem ſie mittelſt Haken und Oehren leicht und doch haltbar verbunden werden muß. Dem Mönch, der aus Gußeiſen beſtehen kann, jedoch weit vortheilhafter aus hartem Holze mit Eiſenbeſchlag angefertigt wird, gibt man am untern Theil eine lange Spitze, die als Leitung für den Mönch im Mittel der Tiegelform dient und

mit einem in deren beweglichen Boden befindlichen, in der Mitte gebohrten Loche korreſpondirt Der über dem Rande des Mönchs erhabene Kopf iſt Behufs der Handhabe zum Umdrehen durchbohrt, oben aber platt, um die Schläge der Ramme auf den Kopf des Mönchs aufzunehmen, bis der Rand deſſelben in die Tiegelform ganz eingedrungen iſt und man durchs Auspreſſen kleiner dünner Thonplättchen, die ſich zwiſchen Mönchrand und Form heraufſchieben, die Ueberzeugung von gänzlicher Ausfüllung der Form und gehöriger Dichtigkeit des Tiegels erlangt hat. Hierauf wird der Mönch mit Vorſicht aus der Form genommen, die Tiegelform mittelſt Hebevorrichtung auf einen 1½ Fuß erhabenen runden Holzblock geſtellt, der einen etwas geringern Durchmeſſer, als die Bodenplatte der Tiegelform hat und dadurch die Bodenplatte mit dem Tiegel auf ſich ruhend erhält, während die Form an dem Blocke niedergleitet.

Auf dieſe Art wird der Tiegel ohne beſondere Anſtrengung für die Arbeiter und ohne Verletzung aus der Form gebracht, doch iſt ein Löſungsmittel für die Tiegelform, eine Hülle von Leinwand ausgebreitet und in dieſelbe der zum Tiegel zu preſſende Thon gegeben; der Mönch wird vor dem Gebrauche mit Schweinefett eingerieben.

Nach der Aushebung des Tiegels aus der Form bleibt derſelbe einen Tag in ſeiner Leinwandhülle ohne Weiteres ſtehen, dann ſchreitet man zur Vollendung, indem die Leinwand abgenommen und die äußere wie die innere Fläche des Tiegels mit einem löffelartigen Inſtrumente nachgeſtrichen und geglättet, das Loch im Boden des Tiegels mit Tiegelmaſſe zugeſtopft und endlich der obere Rand des Tiegels nach Innen und etwas eingezogen wird.

Das hierauf folgende Austrocknen der Tiegel muß ſehr vorſichtig geleitet werden und erfordert mindeſtens ½ Jahr, da erſt nach völliger Lufttrockniß künſtliche Hilfsmittel zum Nachtrocknen angewendet werden dürfen.

Nach der Austrocknung ſind die jetzt in Anwendung ſtehenden Tiegel 15″ hoch, 6½″ unten im äußern Durchmeſſer, 8″ oben vor dem Zuſammenziehen des Rands, 6½″ nach dem Zuſammenziehen deſſelben. Die Wände der Tiegel meſſen unten am Boden 1½″, oben am Rand 1″ Dicke. Der innere Raum eines Tiegels faßt 25—27 Pfd. des Schmelzmaterials.

Zu jedem Tiegel iſt ein 1¼″ dicker Deckel und ein 3—4″ hoher Unterſatz oder Käſe erforderlich, deren Durchmeſſer mit dem obern und untern äußern Durchmeſſer der Tiegel correſpondiren muß. Die Deckel werden von der Tiegelmaſſe, die Unterſätze von feuerfeſter Thonmaſſe; nach Art der feuerfeſten Steine, mittelſt eiſerner Formen hergeſtellt.

Die Tiegel werden nach erlangter Lufttrockniß in ein erwärmtes Zimmer gebracht, anfänglich entfernt vom Ofen aufgeſtellt, dann

aber auf einem unmittelbar über dem Ofen angebrachten Gerüſte der ganzen Wärme eines ſtark geheitzten Stubenofens ausgeſetzt.

Ohne vor dem Gebrauche gebrannt zu werden, wie dies beiſandern Schmelzgefäßen in der Regel geſchieht, kommen die Tiegel in handwarmen Zuſtand in den Temperofen, um da den nothwendigen allmäligen Uebergang von der Handwärme bis zur hohen Rothgluhhitze zu erleiden. Der Temperofen wird zuvor etwas erwärmt, wenn er nicht durch den vorherigen Betrieb noch warm genug iſt; dann werden die Tiegel, deren 4 Stück zuſammen in den Temperofen kommen, mit kleinen Kohlen gefüllt, durch alte Deckel mit untergelegten einzelnen alten Deckelſtücken (ſo daß Luft zum innern Raume des Tiegels kommen kann) bedeckt und umgekehrt, das obere Ende unten, auf den Roſt des Temperofens geſtellt. — Wenn die Entfernung der Tiegel von einander möglichſt gleichmäßig eingerichtet und eine geringe Quantität brennender Kohlen auf dem Roſte vertheilt iſt, wird der Temperofen voll Holzkohlen gefüllt, die hinſichtlich ihrer Größe zwiſchen der Wallnuß und dem Hühnerei ſtehn. Zu kleine Kohlen würden den Roſt verſetzen, zu grobe Kohlen würden das Feuer zu ſchnell durchdringen laſſen und zum Zerſpringen der Tiegel beitragen. Gleich beim Einſetzen der Tiegel in den Temperofen wird der Aſchenfall mittelſt Thür verſchloſſen und in den gebliebenen Fugen mit Lehm verſtrichen.

So überläßt man die Tiegel der höchſt langſamen Verbreitung des Feuers von unten nach oben, wozu ungefähr 3 Stunden erforderlich ſind und dann erſt gibt man durch geringe Oeffnung der Thür etwas Zug, der nun allmälig verſtärkt und endlich bis zum erforderlichen höchſten Grade gebracht wird. Gewöhnlich vergehen darüber noch 4 Stunden, in welcher Zeit nochmals Kohlen nachgegeben werden müſſen und es dauert daher das Antempern der Tiegel in der Regel 7 Stunden.

Zum Schmelzen des Gußſtahls in feuerfeſten Schmelzgefäßen iſt eine ſehr hohe Temperatur erforderlich, die mit Holzkohlen vortheilhaft nicht zu erreichen ſteht; man wendet daher Koaks (hanoverſche Gaskoaks) an.

Der Gußſtahl ſelbſt wird nicht aus Cement-, ſondern aus Rohſtahl bereitet. Der zu Königshütte aus Gittelde'ſchem Stahlroheiſen bereitete Rohſtahl wird in dünne Stangen gereckt, gehärtet und in kurze Stücke zerſchlagen, die durchſchnittlich etwa $\frac{3}{4}$ — $1\frac{1}{2}$ Kubikzoll enthalten. In einzelnen Fällen wird auch Schmalkalder bereits gereckter Rohſtahl bezogen.

Schon beim Zerſchlagen läßt ſich bei einiger Erfahrung über den Kohlengehalt des Stahls ein vorläufiges Urtheil fällen und wird danach von einem großen zum Schmelzen vorbereiteten Haufwerk ein und derſelben Sorte Materials eine Probeſchmelzung mit dem für erforderlich gehaltenen Kohlenzuſatz veranſtaltet.

In Folge verſchiedener Anforderungen, die an die Qualität des Gußſtahls gemacht werden, darf derſelbe mit Berückſichtigung der ſich gleichbleibenden Zunahme an Kohlengehalt aus der Tiegelmaſſe entweder gar keinen Zuſatz erhalten, um die ſchweißbare Gußſtahlſorte darzuſtellen, oder der Kohlenzuſatz für die ſogenannte unſchweißbare Sorte (weniger ſchweißbare Sorte iſt richtiger bezeichnend) wird nach der Probearbeit ermittelt.

Nach frühern Verſuchen über den Kohlengehalt der beiden Hauptgußſtahlſorten, ſo weit derſelbe durch möglichſt genaue Wägung zu erforſchen war, hat ſich der ſummariſche Kohlengehalt der ſchweißbaren Sorte zu $\frac{1}{120}$ ergeben, während die weniger ſchweißbare Sorte $\frac{1}{80}$ berechnen ließ. Daß zu einem oder dem andern Zwecke mehrere zwiſchenliegende Sorten zu erzielen nöthig erſcheint, iſt ſchon oft vorgekommen und es liegt gerade darin ein großer Vortheil der Gußſtahlfabrikation, mit großer Sicherheit das einmal bekannte Material verſchieden behandeln und den für die Qualität ſo wichtigen Kohlengehalt rektificiren zu können.

Die zum Gußſtahlſchmelzen erforderlichen Arbeiter, deren Funktionen näher beim Schmelzproceß erörtert werden, ſind: ein Meiſter, zwei Schmelzer, ein Burſche. Es iſt zu erwähnen, daß die außerordentliche Hitze, welche von denſelben zu ertragen, beſondere Schutzmittel gebietet, die in panzerähnlichen, aus vielfach über einander genähter grober Leinwand hergeſtellten und angefeuchteten Anzügen beſtehen, deren Schutz insbeſondere auf die Beine und den Unterleib berechnet iſt. Außerdem ſind Hüte mit großem Rand erforderlich, zum Schutze des Geſichts und des übrigen Körpers gegen Verbrennung, bei etwaigem Sprühen des Stahls und beim Abhauen der Schlacke von den Tiegeln. Als erfolgreiches Mittel behufs des Aushaltens der hohen Temperatur und der irreſpirablen Luft (Kohlenoxydgas) kann der vor dem Munde getragene, mit kaltem Waſſer, beſſer mit verdünntem Eſſig, angefeuchtete Schwamm bezeichnet werden, der entweder vorgebunden oder mit dem Munde ſelbſt gehalten wird. Der Verſuch, die Augen mittelſt grüner Brillen zu ſchützen, iſt nicht nach Wunſch ausgefallen, weil auf die Dauer die Faſſung der Brille unerträglich heiß wird und die Augen ſelbſt hinter den Gläſern bei lange anhaltender Procedur zu ſehr und doppelt von der Hitze leiden.

An das vollendete Antempern der Tiegel ſchließt ſich unmittelbar der Schmelzproceß, welcher durch Anwärmung der Schmelzöfen ſo weit vorbereitet ſeyn muß, daß die zur hohen Rothglühhitze angetemperten Tiegel in Oefen kommen, die ähnliche Temperatur haben und deren Roſt mit den erforderlichen Unterſätzen für die Tiegel, ſo wie mit einer ſpärlichen Decke glühender Koaks verſehen ſeyn muß. Sobald ein Ofen die angetremperten Tiegel aufgenommen hat und die erwärmten Deckel aufgelegt ſind, werden leicht ent-

zündbare Koaks in den Ofenraum geſchüttet, die alsbald zu glühen anfangen und die Erhöhung der Temperatur der Tiegel bis zur höchſten Weißglühhitze allmälig fortſchreiten laſſen. War der Ofen beim Einſetzen der Tiegel zu warm, ſo folgt die Weißglühhitze zu ſchnell und das Reißen der Tiegel iſt eine Folge davon; im Gegenſatze, bei zu kaltem Ofen, bei zu wenig bedecktem Roſt oder zu ſchwer entzündbaren Koaks erleiden die Tiegel im Anfang eher eine Abkühlung als eine Zunahme der Temperatur, wobei die durch den Roſt dringende kalte Luft ebenfalls das Reißen der Tiegel veranlaßt.

Sobald die Tiegel zur Weißglühhitze gekommen ſind, beſetzt man ſie nach abgehobenem Deckel mittelſt eines langen blechernen Trichters mit dem Materialſtahl und der etwa erforderlichen Kohle, wonach die Deckel möglichſt ſchnell wieder aufgelegt werden und durch das Aufſchmelzen den Tiegel feſt verſchließen. Von nun an werden dichte Gaskoaks aufgegeben. Nach den durch Erfahrung geregelten Grundſätzen wird nun mit Berückſichtigung des Luftzugs und der Temperatur, welche die Oefen bei vollem Schmelzen annehmen, die Zeit feſtgeſtellt, in welcher man die Schmelzung für vollendet halten darf. Während der Schmelzzeit wird die Nachfüllung der Oefen mit Koaks und die Reinigung der Roſte beſorgt; doch circa 1 — 1½ Stunden vor dem Ausguſſe hört man auf, Koaks nachzufüllen.

Nach Ablauf der feſtgeſtellten Zeit hebt der Meiſter mittelſt geeigneter Zange die Deckel von den Tiegeln und prüft mit geübtem Blick das geſchmolzene Gut und den Grad der Temperatur deſſelben, um entweder ſchnell oder nach einiger Zögerung den Ausguß zu vollführen, oder gar, wenn die Schmelzung nicht vollkommen gelungen wäre, den Tiegel nochmals zu bedecken und wiederum friſche Koaks aufgeben zu laſſen; dieſer letzte Fall darf bei gut geregeltem Betriebe nicht, oder doch nur ſehr ſelten eintreten, da großer Brennmaterialverluſt mit ſolcher Nachſchmelzung verknüpft iſt; was aber die ſchnelle oder verzögerte Aushebung der Tiegel anlangt, ſo iſt eine genaue Beurtheilung der Temperatur deshalb nöthig, weil der Gußſtahl nur in rechter Temperatur zum vortheilhaften Guſſe gelangen kann. Wird nämlich der Stahl zu hitzig angegoſſen, ſo nimmt er einen unverhältnißmäßig großen Raum in der Form ein, ſinkt aber bald darauf ſo ſtark nach, daß die äußere erkaltete Hülle des nachgeſunkenen Theils verloren geht; — im andern Falle, wo man zu lange mit dem Ausguß gezögert hat, wird der Stahl keinen dichten Ausguß geben können, weil dazu die nöthige Flüſſigkeit fehlt.

Die Formen, in welche der Stahl gegoſſen wird, beſtehen aus Gußeiſen, ſind aus zwei Theilen der Länge nach zuſammengefügt, die durch zwei Bänder und Keile zuſammen gehalten werden und einen geſchloſſenen Boden haben, oben aber offen ſind. Je nach dem Bedarf wendet man die verſchiedenartigſten Formen an und zwar hinſichtlich der Größe und der Maſſe des Querſchnitts; ſo fin-

den ſich Formen, die den Stahl aus 4 Tiegeln, aus 2 Tiegeln und nur aus 1 Tiegel faſſen.

Man erwärmt die Formen vor dem Guſſe, ſtreicht ſie wegen beſſerer Ablöſung des Stahls mit Steinkohlentheer aus und läßt ſie bis zur Handwärme erkalten, in welchem Zuſtande ſie in aufrechter, ſehr wenig gelehnter Stellung zum Guſſe bereit gehalten werden.

Wenn der Meiſter die zum Guß geeignet erkannten Tiegel mit einer ſtarken Bügelzange aushebt, ſind die beiden Schmelzer dabei behilflich und vollführen den Ausguß des Tiegels mit Hilfe einer doppelten Schenkelzange, in deren Bügel der ausgehobene Tiegel geſetzt wird. Auch beim Ausguß muß hinſichtlich der Geſchwindigkeit ein durch Erfahrung auszumittelndes Maas beobachtet werden, wenn gehörige Dichtigkeit des gegoſſenen Stahls erzielt werden ſoll, da ein zu ſchneller Guß ähnliche Nachtheile wie zu hohe Temperatur herbeiführt.

Nach vollendetem Guſſe wird der Tiegel, an deſſen Boden der Unterſatz feſtgeſchmolzen iſt, umgekehrt, mit einem Beile vom Schlackenanſatz befreit und dann ſchnell in einen Reſerveofen geſetzt, der einige Zeit zuvor angewärmt ſeyn muß. — Auch der zweite Tiegel wird dann ſo behandelt und während beide im Reſerveofen ſtehen, reinigen die Schmelzer den Stahlofen von allen Schlackenanſätzen, indem ſie den Roſt ausziehen und mit dem Spatte die Schlacke von den Wänden abſtoßen. Dieſe Arbeit wird möglichſt ſchnell gefördert, dann der Roſt eingelegt und die Tiegel aus dem Reſerveofen wieder eingeſetzt und ſo folgt Behufs der zweiten Schmelzung dieſelbe Arbeit, wie ſie bei der erſten beſchrieben iſt.

Die ſehr ſchwierige Arbeit des Ofenreinigens wird lediglich durch die ſchlechte Beſchaffenheit des Brennmaterials herbeigeführt und kann hier gar nicht entbehrt werden, während ſie bei guten und reinen Koaks nicht erforderlich ſeyn würde, was denn auch die Erſparung der Feuerung des Reſerveofens zur Folge hätte. Aber nicht allein dieſer Nachtheil, ſondern auch das ſtarke Abzehren der Oefen- und Tiegelwände wird durch unreines Brennmaterial befördert und die ſtarke Schlackenbildung macht überhaupt eine größere Arbeiterzahl, als außerdem nöthig ſeyn würde, erforderlich.

Durch den um den Unterſatz ſich bildenden Schlackenrand kleben die Tiegel ſo feſt mit den Wänden des Stahlofens zuſammen, daß nicht allein drei Arbeiter beim Aufheben des Tiegels erforderlich ſind, ſondern auch der Burſche unter dem Roſte mittelſt einer Hebeſtange, auf empfangenes Zeichen durch Klopfen, zum Aufheben behilflich ſeyn muß, weil ſonſt der Fall ſich ereignen könnte, daß der Tiegel, unten feſtgehalten, durch die Gewalt der drei zum Aufheben angeſtellten Arbeiter abgeriſſen würde, wobei der geſchmolzene Stahl verloren ginge.

Zum erſten Schmelzen, bei welchem die T
Pfd. beſetzt ſind, werden in der Regel 4 bis 4
beim zweiten Schmelzen werden die Tiegel ſch
nur 22 bis 24 Pfd. eingeſetzt werden und die
gelwände wie die Zunahme der Temperatur l
bei $3\frac{1}{4}$ bis $3\frac{3}{4}$ Stunden Zeitverwendung zu.
mit 20 bis 22 Pfd. Beſatz, noch mehr durch
dünnere Tiegelwände begünſtigt, dauert gewöh
Stunden. Wenn es beſonders darauf ankomm
erzielen, ſo kann in jedem Tiegel bis zum L
ſummariſchen Gehalts nachgeſetzt werden, was
ſchehen darf, bis der Stahl nothdürftig eingeſ
len iſt auch wohl verſucht worden, eine vierte S
ben Tiegeln vorzunehmen und zwar mit gutem
Unſicherheit wegen Ausdauer der Tiegel zunim
ſchon bei dreimaliger Schmelzung völlig erſchöp
tempern der Tiegel den beiden Schmelzern wech
ſo wird von der weitern Ausnutzung der Tiegel
auch nach der dritten Schmelzung die Tiegel no
ſollten; ohnehin iſt die Abzehrung der Tiegelw
und ganz von dem Luftzug abhängig. Beſond
den die Tiegel ſehr ſtark angegriffen; am beſten
bei kaltem, ruhigen Wetter von Statten.

Sowohl durch Riſſe als auch aus Löchern
kann Stahl im flüſſigen Zuſtande verloren gehe
gute Erfolg theils von der vorſichtigen Tiegelan
der vorſichtigen Behandlung beim Gebrauch der
rade hier wegen ſtarken Schwindens aufs Aeuße
muß, weshalb auch während des Einſetzens d
rend des Ausguſſes derſelben kein Zutritt friſche
den darf, was die Arbeit im geſchloſſenen Raum
nachtheilig für die Geſundheit macht.

Nach Verlauf von 5 bis 10 Minuten kö
Gußſtahlbarren ohne Nachtheil aus den Formen
doch gelingt es nicht, dieſelben ohne vorherige Er
den, vielmehr ſcheint dieſe durchaus erforderlich
ein Zerbröckeln unter dem Hammer entſtehen ſol

Das Ausſchmieden geſchieht unter den vom
Schwanzhämmern und es bedarf in deren Bet
daß wegen ſchnellern Wechſels der Hammerſchläg
kranz mit einer bedeutendern Anzahl Däumling
(14 Kammern) zur Anwendung kommen mußt
mit dieſem Hilfsmittel nur 220 bis 240 Schläg
reicht werden, während es zum ſchnellen Ausreck
280 bis 300 Schläge in der Minute zu erhalten

Falle möchte dann freilich auch ein leichterer Hammer zum Schmieden gebraucht werden, als es jetzt geſchieht, indem man jetzt durch Nachdruck der Schläge die fehlende Geſchwindigkeit zu erſetzen ſucht.

Jedenfalls iſt der Natur des Gußſtahls der Gebrauch leichter Hämmer mit ſchnellem Schlag am angemeſſenſten, weil auf dieſe Weiſe die Wärme am gleichartigſten benutzt wird, ein Zerfahren weniger zu fürchten iſt und die Bildung der Langriſſe weniger Ausdehnung findet; beſonders iſt dieſe Behauptung auf ganz feine Gußſtahlſorten anzuwenden, die bei ſchwerem Hammerſchlage nicht gut und nicht fehlerfrei geſchmiedet werden können. Um aber bei den ſchnell auf einander folgenden Hammerſchlägen der Gefahr, vom Amboß abzugleiten, zu entgehen, iſt derſelbe gleich wie die Bahn des Hammers ſo eingerichtet, daß bei ein und demſelben Stande des Arbeiters, nämlich an der Seite des Hammers, das Recken wie auch das Schlichten der Stäbe geſchehen kann, indem die Hälfte des Amboſes u. ſ. w. aus ſchmaler Bahn zum Recken beſteht, die andere Hälfte aber eine quadratiſche ſchlichte Platte iſt, welche zum Schlichten dient. — Der bei Wärmung des Gußſtahls zur Anwendung kommende Ofen in der Zaineſſe hat ähnliche Dimenſionen wie der zum Schienenſchmieden, nur beträgt ſeine Länge kaum ⅔ von jenem und ein an der Seite angebrachter Vorwärmraum, aus welchem die Flamme des Ofens ins Freie tritt, dient dazu, die Gußſtahlſtücke allmählig zur Annahme einer höhern Temperatur vorzubereiten. Die Heizung geſchah ſonſt mit einem Gemiſch von leichten Koaks und guten Holzkohlen; jetzt läßt man erſtere ganz weg und hat bei reinen Holzkohlen beſſern Erfolg für wenn gleich geringern, aber gleichmäßigen Wärmegrad. Am beſten eignen ſich gute Holzkohlen von weichen Holzarten. Für das Wärmen des Gußſtahls dient die Regel: nicht unter hoher Rothglühhitze zu bleiben; dagegen die Gelbglühhitze oder den geringſten Grad der Weißglühhitze nicht zu überſchreiten.

Jeder Gußſtahlbarren bekommt eine Vorhitze und mit dieſer findet eine vorläufige Ueberſchmiedung Statt, um die poröſen Stellen im Innern zu verdichten und den Stahl zum gleichmäßigen Eindringen des erforderlichen Wärmegrads durch geringen Querſchnitt empfänglicher zu machen.

Es kommt beim Gußſtahlſchmieden außerordentlich viel auf gleichmäßige und in den gehörigen Grenzen bleibende Wärmung an, weshalb ſehr aufmerkſame Arbeiter dazu gewählt werden. Im Falle der Ueberwärmung verliert der Stahl an Güte und zerfährt leicht unter dem Hammer; im Falle des Ausſchmiedens bei zu geringer Temperatur können die Hammerſchläge, namentlich bei Stäben von ſtarken Dimenſionen, nicht durchwirken, mithin wird die erforderliche Dichtigkeit nicht beſchafft. Daß aber ungleichmäßige Wärmung, die

namentlich bis in den innerſten Kern gedrungen, nachtheilige Folgen haben müſſe, iſt unverkennbar.

Das Schmieden erfordert wegen ſchnellen Hammerſchlags und wegen der in der Regel verlangt werdenden geringen Dimenſionen ſehr viele Handfertigkeit, beſonders da der Gußſtahl ſeiner großen Dichtigkeit wegen viel Widerſtand leiſtet und die Ausſchmiedung viel genauer verlangt wird, als es beim Eiſen in ähnlichen Dimenſionen je der Fall geweſen iſt. Hinſichtlich der feinen platten Sorten tritt eine große Erleichterung beim Schmieden dadurch ein, daß dieſe nicht auf der hohen Kante geſchichtet zu werden brauchen, da dieſes Verfahren den dünnen platten Stäben nur nachtheilig ſeyn und zu Langriſſen reichliche Veranlaſſung geben würde.

Bei den ſehr ſchnellen Hammerſchlägen iſt ein Nachmeſſen der Dimenſionen während des Schmiedens kaum thunlich und muß ſich daher der Schmied hauptſächlich auf ſein Augenmaas verlaſſen; übrigens wird demſelben, wenn er nur auf gute Ambos- und Bahnflächen und richtige Stellung des Hammerwerks hält, die Erzielung einer ſchönen Oberfläche dadurch ſehr erleichtert, daß der Gußſtahl vermöge ſeiner ausgezeichneten Dichtigkeit bei der Vollendung unter dem Hammer fähig iſt, eine Art Politur anzunehmen, die bei dem Eiſen nie erreicht wird und den Gußſtahl, der mindeſtens bei dünnen Stäben bis zur Schwarzbraunwärme gehämmert wird, als ein höchſt vollendetes Fabrikat aus der Schmiedung hervorgehen läßt, was beim Schmieden des Eiſens nie in dem Maaſe der Fall iſt, wozu indeß auch vorzüglich die faſt vollkommene Fehlerfreiheit gut gelungener Gußſtahlbarren und ihre ganz gleichmäßige Textur wirkſam ſeyn muß.

Nach dem Schmieden wird mit jedem einzelnen Stab eine ſehr genaue Reviſion vorgenommen und nicht allein das rauhe Ende davon abgeſchlagen, ſondern es werden auch fehlerhafte Stellen durchs Aushauen der betreffenden Theile der Stäbe vermieden. Sowohl die rauhen Enden als auch die fehlerhaften Stücken werden beim Schmelzen der Stahlbeſchickung nach und nach wieder zugeſetzt.

Beim Schmieden ſind zwei Arbeiter erforderlich, deren einer das Wärmen, der andere das Schmieden beſorgt.

In einzelnen Fällen, beſonders bei ganz dünnen Gußſtahlſtäben, wie auch beim Rundſtahl, nimmt man gern ſeine Zuflucht zum Walzwerk und läßt den Stahl, nachdem er vorher gehörig dicht geſchmiedet iſt, dort, zwar mit gehöriger Vorſicht beim Wärmen, übrigens aber wie das Stabeiſen behandeln. Doch iſt zu bemerken, daß der Gußſtahl, wegen ſeiner Dichtigkeit und Härte, andere Verhältniſſe der Reckfähigkeit und Ausfüllung der Spuren beurkundet, worauf beim Verwalzen ſtete Rückſicht genommen werden muß.

# Nachſchrift.

Wenn dieſer zweite Supplementband zu meiner deutſchen Bearbeitung von des Herrn H. de Villefoſſe Werk „über den Mineralreichthum" einige Monate ſpäter erſcheint, als er verſprochen wurde, ſo muß ich deshalb das betreffende verehrliche Publikum recht ſehr um Entſchuldigung bitten. Das reiche Material, welches mir vorlag, ſo wie die Stärke und der wichtige und intereſſante Inhalt des erſt im Auguſt d. J. erſchienenen 2. Theils der „Voyage métallurgique" veranlaßten hauptſächlich dieſe Verſpätung und ſind auch Urſache, daß der Band weit ſtärker ausfällt, als früher beabſichtigt wurde; obwohl ich aus der „Voyage métallurgique" nur das Weſentlichſte genommen und bei meiner Ueberſetzung jedes Unnöthige in Worten und Material fortgelaſſen habe. Dennoch kann aber das verehrliche berg- und hüttenmänniſche Publikum durch dieſe Verſtärkung des vorliegenden Bands nur gewinnen; denn ein Blick auf das Inhaltsverzeichniß wird Demſelben mehr, als viele Worte es vermögen, zeigen, daß das Werk recht viel Wichtiges und Intereſſantes enthält. — Trotz jener Verſtärkung mußte ich doch Vieles, beſonders neu hinzugekommenes Material für einen dritten Supplementband bei Seite legen. Dieſer ſoll, falls das koſtbare Werk den gewünſchten Beifall und die von Seiten des Publikums nöthige Unterſtützung finden wird, im Laufe des nächſten Jahrs erſcheinen, um das großartige Villefoſſeſche Werk ſtets im Beſitze des Neueſten über das Berg- und Hüttenweſen zu erhalten. Wir wollen nur Einiges von dieſem zurückgelegten Material nennen: Neuere Verbeſſerungen des Erdbohrers und des Abbohrens mit demſelben; eine wichtige Abhandlung über die Wetterlehre, vom Ober-

bergingenieur und Profeſſor Combes in Paris; über die Anlage des Meißner Erbſtollns, deſſen Betrieb von den erleuchteten Ständen Sachſens bei jetziger Diät ($18\frac{39}{40}$) ſicher genehmigt werden und der einer der großartigſten bergmänniſchen Anlagen unſeres an ſolchen ſo reichen deutſchen Vaterlands ſeyn wird, eine Anlage, die von dem ausgezeichneten Sohn unſeres großen Herder ausgegangen iſt; ferner Abhandlungen über den Grubenbetrieb in Cornwall und in Kongsberg, erſtere aus dem trefflichen geologiſchen Werk über Cornwall von de la Beche, beide mit ſchönen Riſſen; über die neue Sprengmethode mittelſt des Galvanismus; eine Menge wichtiger und intereſſanter neuer ſtatiſtiſcher Nachrichten ꝛc. ꝛc.

Verleger und Herausgeber wünſchen nochmals, daß das verehrliche Publikum ſie bei ihrem mühſamen und koſtbaren, aber gewiß recht nützlichen Unternehmen auch fernerhin durch größtmögliche Theilnahme unterſtützen werde, damit ſie daſſelbe fortzuſetzen im Stande ſind.

Braunſchweig, im December 1839.

**Dr. C. Hartmann.**

Bayerische
Staatsbibliothek
München

Digitized by Google

Digitized by Google

Google

Digitized by Google

Digitized by Google

Digitized by Google

Digitized by Google